

**DISEÑO DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN A CIELO ABIERTO PARA LA  
MINA EL DIAMANTE, DENTRO DEL CONTRATO EN VIRTUD DE APOORTE  
N° 00904-15 EN EL MUNICIPIO DE TIBASOSA, VEREDA LA CARRERA  
DEPARTAMENTO DE BOYACÁ.**

**CARLOS ARTURO AVILA MUÑOZ  
RAFAEL ANDRES TOBO SIACHOQUE.**

**UNIVERSIDAD PEDAGÓGICA Y TECNOLÓGICA DE COLOMBIA  
FACULTAD SECCIONAL SOGAMOSO  
ESCUELA DE INGENIERÍA DE MINAS  
SOGAMOSO  
2014**

**DISEÑO DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN A CIELO ABIERTO PARA LA  
MINA EL DIAMANTE, DENTRO DEL CONTRATO EN VIRTUD DE APOORTE  
N° 00904-15 EN EL MUNICIPIO DE TIBASOSA, VEREDA LA CARRERA  
DEPARTAMENTO DE BOYACÁ.**

**CARLOS ARTURO ÁVILA MUÑOZ  
RAFAEL ANDRES TOBO SIACHOQUE.**

**Trabajo de grado modalidad monografía para optar al título de  
Ingeniero en Minas**

**Director:  
ELKIN DAVID PALACIOS RICO  
Ingeniero en Minas**

**UNIVERSIDAD PEDAGÓGICA Y TECNOLÓGICA DE COLOMBIA  
FACULTAD SECCIONAL SOGAMOSO  
ESCUELA DE INGENIERÍA DE MINAS  
SOGAMOSO  
2014**

**Nota de Aceptación:**

---

---

---

---

---

---

---

DIRECTOR DE ESCUELA

---

DIRECTOR PROYECTO

---

CO-DIRECTOR PROYECTO

---

JURADO

---

JURADO

Sogamoso, Septiembre de 2.014

## DEDICATORIA

A Dios por su presencia en todos y cada uno de los momentos de mi vida, que me ha dejado llegar a este momento en compañía de los seres que más amo.

A mi mamá Mercedes Muñoz por ser la sabiduría de la familia, por enseñarme que no hay límites, y lo que uno puede lograr lo que se propone, por darme la vida, por confiar siempre en mí, me diste todo lo que estuvo a tu alcance y aún más, gracias, espero no defraudarte nunca.

† A mi papá Pedro Ávila ausente, gracias por darme todas las enseñanzas de la niñez y seguirme guiando desde donde estés.

A Viviana González por que en los momentos más difíciles de mi vida estuviste presente con palabras de aliento; sacándome de las crisis morales que da la vida, y lo más increíble; a cambio de nada; sólo de mi tranquilidad, gracias.

A mi hermano Luis Fernando, por el cariño que me brinda, por demostrar que los sueños se pueden realizar. Eres parte importante en mi vida.

A mis tíos, gracias a ellos muchas metas se pudieron cumplir, gracias por su apoyo.

**Carlos Arturo Ávila Muñoz**

A Dios, quien ilumina y guía mis pasos en el largo trasegar de la vida, especialmente en la consecución de esta meta tan importante para mí.

A mi señora esposa, Blanca Cecilia Mesa Alarcón por haberme apoyado siempre en este sueño, que hoy es una realidad, darme la fuerza para seguir adelante y por enseñarme a no darme por vencido por ningún motivo.

A mi madre Nayibe Siachoque, por toda la dedicación que ha puesto siempre para que yo logre todas las metas que me propongo, gracias mamá por todos y cada uno de los momentos compartidos. Gracias por todo el amor que me has dado, todo lo que soy y todo lo que tengo se los debo a ustedes.

A mis hermanos, Luis Carlos y Yefri Rosendo por darme la inspiración para seguir adelante y luchar cada día con más fuerza. Gracias por el apoyo brindado y por haber creído siempre en esta noble causa.

A mis compañeros y amigos de la universidad quien con quienes compartí Liliana, German, Diego, Sary, Magolita, el Samo, y Kristian, Joha, Belsy porque siempre han estado cuando los he necesitado de alguien y me dieron una voz de aliento, dándome fuerzas para seguir adelante. Gracias por todas y cada una de las cosas que has hecho por mí.

También mil gracias al ingeniero Pascual Fonseca por darme una oportunidad guiarme y enseñarme a ser mejor persona, y motivarme a seguir adelante para no decaer en mi meta.

**Rafael Andrés Tobo Siachoque.**

## **AGRADECIMIENTOS**

Los autores del proyecto expresan sus agradecimientos por la colaboración prestada para su elaboración por las siguientes personas y entidades:

MINA LOS DIAMANTES, en especial al Sr Fernando Zea Figueroa

Ing. ELKIN DAVID PALACIOS RICO, Director del Proyecto.

Ing. NIDIA GENITH PEÑARANDA, Co-Director del Proyecto.

Ing. VIVANA ANDREA GONZALEZ ALFONSO, Fiscalizador minero

Ing. PASCUAL FONSECA PERALTA, Profesor de la U.P.T.C.

Ing. SEGUNDO MANUEL ROMERO BALAGUERA, Profesor de la U.P.T.C.

Ing. TOBIAS CHAVEZ CUADROS, profesor de la U.P.T.C.

Ing. KRISTIAN RODRIGUEZ AMAYA, profesor de la U.P.T.C.

UNIVERSIDAD PEDAGÓGICA Y TECNOLÓGICA DE COLOMBIA

A todos nuestros compañeros y amigos de la carrera, por haber hecho la estancia en la facultad más sencilla y placentera, que por falta de espacio omito. Nunca los olvidaremos y recuerden que siempre estarán en nuestros corazones.

A nuestros maestros quienes a base de esfuerzos y dedicación nos impartieron sus conocimientos y fueron guía durante nuestro desarrollo académico, por prepararnos para esta trayectoria profesional.

LA AUTORIDAD CIENTÍFICA DE LA FACULTAD SECCIONAL SOGAMOSO,  
RESIDE EN ELLA MISMA, POR LO TANTO NO RESPONDE DE LAS  
OPINIONES EXPRESADAS EN ESTE PROYECTO”

SE AUTORIZA LA REPRODUCCIÓN INDICANDO SU ORIGEN

TABLA DE CONTENIDO	Pág.
RESUMEN	17
INTRODUCCIÓN	18
OBJETIVOS	19
Objetivo General.	19
Objetivos Específicos.	19
1. GENERALIDADES	20
1.1. LOCALIZACIÓN Y VÍAS DE ACCESO	20
1.2. SITUACIÓN JURÍDICA DEL ÁREA	22
1.3. ASPECTOS SOCIO-ECONÓMICOS Y CULTURALES	22
1.4. HIDROGRAFÍA Y FISIOGRAFÍA	22
1.5. CLIMA Y VEGETACIÓN	23
1.6 TOPOGRAFÍA DE LA ZONA	24
2. GEOLOGÍA	25
2.1. GEOLOGÍA REGIONAL	25
2.1.1. Estratigrafía	25
2.1.1.1. Formación: UNE	25
2.1.1.2. Formación: BELENCITO	26
2.1.1.3. Formación: TIBASOSA	25
2.1.1.4. Formación: CUCHE	27
2.1.1.5. Depósitos Cuaternarios (Q)	28
2.1.1.6. Depósitos Coluviales (Qc)	28
2.1.1.7 Depósitos de Suelos Residuales (Qsr)	28
2.2. TECTONICA REGIONAL	28
2.2.1. Geología Estructural.	29
2.2.1.1. Falla Inversa de Soapaga	29
2.2.1.2. Fallas de Suescún y Patrocinio	30
2.2.1.3. Falla de El Chorrito	30
2.2.1.4. Falla de Tibasosa	30
2.3 GEOLOGÍA LOCAL	30
2.3.1. Formación Tibasosa (Kit).	30
2.3.1.1. Miembro Basal (kit4)	30
2.3.1.2. Miembro Calcáreo Inferior (kit3)	31
2.3.1.3. Miembro Arenáceo Intermedio (Kit2)	31
2.3.1.4. Miembro Calcáreo Superior (Kit1)	31
2.3.2. Cuaternario Fluvio Lacustre (Qpl)	32
2.4. CÁLCULO DE LAS RESERVAS BÁSICAS.	33
2.5. VIDA ÚTIL DE LA MINA.	34



	Pág
3. CARACTERIZACION GEOMECANICA	35
3.1. CARACTERIZACIÓN FISICO MECÁNICA DE LA MATRIZ ROCOSA	35
3.1.1. Ensayo propiedades físicas	35
3.1.2. Propiedades Mecánicas	36
3.1.2.1. Ensayo Desgaste Máquina de los Ángeles	36
3.1.2.2. Ensayo Angulo de Reposo	37
3.1.3. Ensayo Compresión Simple	37
3.1.4. Ensayo Carga Puntual	38
3.2. CARACTERIZACION DE DISCONTINUIDADES	38
3.2.1. Orientación.	39
3.2.2. Espaciado	39
3.2.3. Rugosidad	39
3.2.4. Abertura	39
3.2.5. Relleno	39
3.2.6 Índice de Calidad de la Roca (RQD).	40
3.3. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA RMR.	40
4. ANÁLISIS Y SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.	42
4.1. ALTERNATIVA DE EXPLOTACION A CIELO ABIERTO	42
4.1.1. Factores a tener en cuenta para la explotación a Cielo Abierto.	42
4.2. ELECCION DEL METODO DE EXPLOTACION	42
4.2.1. Ventajas de las Minas a Cielo Abierto	42
4.2.2. Desventajas de la Mina a Cielo Abierto	43
4.2.3. Problemática a Resolver	43
4.2.4 Producción esperada de la Mina	43
4.3. SISTEMA DE EXPLOTACIÓN PROYECTADO PARA LA CONFORMACION DE BANCOS	44
4.4. SISTEMAS DE EXPLOTACIÓN.	45
4.4.1. Análisis del sistema de Explotación	45
4.4.2. Criterios para la selección del método de Explotación	46
4.5. VENTAJAS Y DESVENTAJAS DEL BANCO MÚLTIPLE DESCENDENTES	47
5. DISEÑO DEL METODO DE EXPLOTACION	48
5.1. PLAN MINERO.	48
5.2. INFRAESTRUCTURA.	48
5.2.1 Vías.	48
5.2.2 Vías de acceso a los frentes de explotación.	50
5.2.3. Desagües Superficie.	50
5.2.3.1. Diseño de drenajes.	51
5.3. MINADO	51
5.3.1. Sistemas de Explotación.	51

	Pág.
5.3.2. Clasificación de técnicas	52
5.3.1.1. Análisis del sistema de Explotación	52
5.3.1.2 Método de Explotación	53
5.3.1.3 El Método bidimensional de Lerchs-Grossman	53
5.3.1.4. Diseño de Bancos	56
5.3.2. Calculo de la estabilidad.	59
5.3.2.1. Análisis del Mecanismo de Fallas	59
5.4. CÁLCULO Y RENDIMIENTO DE MAQUINARIA	62
5.4.1. Producción por Hora	63
5.4.2. Eficiencia horaria (E).	63
5.4.3. Contracción en Banco (I)	63
5.4.4. Capacidad colmada de la maquinaria (H).	63
5.4.5. Tiempo de ciclos (C).	63
5.4.6. Requerimientos de Maquinaria y Equipo.	64
5.4.6.1. Calculo del numero de Volquetas Requeridas.	64
5.4.6.2. Calculo del numero de Retroexcavadoras.	64
5.5. LABORES DE DESARROLLO.	65
5.6 LABORES DE PREPARACIÓN.	65
5.6.1. Vías de Preparación.	65
5.7. DESMONTE	65
5.7.1 Descapote	65
5.8. LABORES DE EXPLOTACIÓN	65
5.8.1. Secuencia de Extracción.	66
5.8.1.1. Arranque.	66
5.8.1.2. Cargue y Transporte.	66
5.8.1.3. Comercialización	66
5.8.2 Infraestructura necesaria en vías	66
5.8.2.1 Energía	66
5.8.2.2 Equipos	66
5.9 PERFORACIÓN Y VOLADURA	67
5.9.1. Variables de diseño de las voladuras	67
5.9.1.1. Diámetro del pozo (D)	67
5.9.1.2 Inclinação de la perforación	67
5.9.1.3 Dimensiones de la voladura.	67
5.9.2. Diseño malla perforación	68
 6. PLAN DE MANEJO AMBIENTAL	 69
6.1 IDENTIFICACIÓN Y EVALUACION DE IMPACTOS AMBIENTALES	69
6.1.1 Identificación de Impactos	69
6.1.1.1 Aspectos Físicos.	70
6.1.1.2 Aspectos Bióticos	70
6.1.1.3 Aspecto Social	71
6.1.2 Evaluación de impactos ambientales	74
6.1.2.1 Programas y fichas procedimentales	74

	Pág.
7. EVALUACION ECONOMICA DEL PROYECTO.	75
7.1 RUBROS QUE COMPONEN LAS INVERSIONES	75
7.1.1 Inversiones Existentes	75
7.1.2 Inversiones a Realizar	75
7.2 COSTO OPERACIONAL ANUAL	75
7.3 DEPRECIACION	75
7.4 AMORTIZACION Y FINANCIACION	76
7.5 COSTOS TOTALES Y POR TONELADA EN PATIO DE MINA	76
7.6 INGRESOS	76
7.7 CAPITAL DE TRABAJO	76
7.8 FLUJO DE CAJA DEL PROYECTO	76
7.9 RELACION BENEFICIO/ COSTO	76
7.10 PUNTO DE EQUILIBRIO	77
7.11 RETORNO FINANCIERO	77
7.11.1 Tasa Interna de Retorno (TIR)	77
7.11.2 Valor Presente Neto (VPN)	77
7.11.3 Tasa de Rendimiento Efectivo (TRE)	77
8. CIERRE Y RESTAURACION DEL PROYECTO MINERO LOS DIAMANTES.	78
8.1 PLAN DE CIERRE	78
8.2 CIERRE DE LA OPERACIÓN MINERA	79
8.3 CIERRE DE INFRAESTRUCTURA	79
8.4 TRATAMIENTO DE AGUAS	79
CONCLUSIONES	81
RECOMENDACIONES	82
BIBLIOGRAFÍA	83
ANEXOS	85

## LISTA DE TABLAS

Tabla 1:	Identificación y localización del área	20
Tabla 2:	Ubicación de los puntos de control	33
Tabla 3:	Cálculos de propiedades físicas del macizo rocoso	36
Tabla 4:	Ensayo de desgaste máquina de los angeles	36
Tabla 5:	Cálculo de angulo de reposo para diferente granulometría de la roca	37
Tabla 6:	cálculos ensayo carga puntual	38
Tabla 7:	Sección Transversal del Yacimiento, en base a las calidades de los bancos.	54
Tabla 8:	Sección Transversal del yacimiento, en base a las Calidades De Los bancos transformados a V xy	54
Tabla 9:	Valores acumulativos de M xy	55
Tabla 10:	ingreso máximo (P xy) para un pit con el bloque xy en su límite derecho	55
Tabla 11:	Análisis mecanismo de falla planar talud izquierdo	60
Tabla 12:	Análisis mecanismo de falla por volcamiento talud Izquierdo	60
Tabla 13:	Análisis mecanismo de falla en cuña talud izquierdo	60
Tabla 14:	Análisis mecanismo de falla planar talud derecho	60
Tabla 15:	Análisis mecanismo de falla por volcamiento talud derecho	61
Tabla 16:	Análisis mecanismo de falla en cuña talud derecho	61

## LISTA DE CUADROS

Cuadro 1:	Provincias tectónicas.	29
Cuadro 2:	Resultados del cálculo de Reservas.	33
Cuadro 3:	Vida Útil Mina	34
Cuadro 4:	Análisis de propiedades físicas muestras tamaño puño	35
Cuadro 5:	Cálculos de desgaste del macizo rocoso	36
Cuadro 6:	Datos iniciales de compresión simple	37
Cuadro 7:	Esfuerzo a la compresión simple del muestreo	37
Cuadro 8:	Conteo de fracturas en 1 m <sup>3</sup>	40
Cuadro 9:	Clasificación RMR	41
Cuadro 10:	Parámetros de conversión a unidad Vxy, en el modelo lerch-grossman	54
Cuadro 11:	Eficiencia horaria equipos mina Los Diamantes	63
Cuadro 12:	Capacidad colmada maquinaria	63
Cuadro 13:	Tiempos retroexcavadora Hitachi	63
Cuadro 14:	Tiempos volqueta Dodge	64
Cuadro 15:	Tiempos doble troque Kenworth	64
Cuadro 16:	Producción hora	64
Cuadro 17:	Calculo número de volquetas	64
Cuadro 18:	Calculo número de retroexcavadoras	64
Cuadro 19:	Datos de la voladura	67
Cuadro 20:	Diseño malla de perforación	68
Cuadro 21:	Matriz de causa efecto de las actividades desarrolladas durante el proyecto Minero	72
Cuadro 22:	Valor de afectación por componente	73
Cuadro 23:	Grado de afectación por actividad minera	73

## LISTA DE FIGURAS

- Figura 1: Localización y vías de acceso
- Figura 2: Diagrama de contornos y roseta de orientación
- Figura 3: Diseño de la explotación a cielo abierto
- Figura 4: Método de explotación banco múltiple descendentes.
- Figura 5: Diseño radios de curvatura para vías de transporte pesado
- Figura 6: Diseño de corte/relleno vías hacia los frentes
- Figura 7: Diseño de canales para desagües superficiales.
- Figura 8: Manejo de lodos y material precipitado.
- Figura 9: Diseño límites de cantera minable
- Figura 10: Diseño de terraza, bermas y cuneta en banco de explotación.
- Figura 11: Diseño de explotación hacia el talud final
- Figura 12: Análisis de mecanismo de falla
- Figura 13: Análisis estereográfico para taludes en cuña
- Figura 14: Angulo de talud final
- Figura 15: Esquema y perfil de perforación y voladura propuesto con sub banqueo
- Figura 16: Punto de equilibrio contrato 00904-15

## **LISTA DE FOTOGRAFÍAS**

Fotografía 1: Vegetación de la zona

Fotografía 2: Modelamiento en 3D de la topografía de la zona de estudio

Fotografía 3: Pared levantamiento diaclasa

## **LISTA DE ANEXOS**

- Anexo A. Plano Geológico Regional Tibasosa
- Anexo B. Plano Topográfico Local Contrato 00904-15
- Anexo C. Plano Geológico Local Contrato 00904-15
- Anexo D. Columna Estratigráfica Local Contrato 00904-15
- Anexo E. Contorno Estructural Contrato 00904-15
- Anexo F. Secuencia De La Explotación
- Anexo G. Formatos De Laboratorio
- Anexo H. Discontinuidades
- Anexo I. Matrices De Lerch-Grossmann
- Anexo J. Cronograma Actividades Contrato 00904-15
- Anexo K. Análisis Económico Y Financiero Contrato En Virtud De Aporte 00904-15
- Anexo L. Fichas Ambientales Contrato 00904-15
- Anexo M. CD: Diseño del método de explotación a cielo abierto para la mina el diamante, dentro del contrato en virtud de aporte n° 00904-15 en el municipio de Tibasosa, vereda la carrera departamento de Boyacá.



## **RESUMEN**

El proyecto contempla desarrollar el método de explotación a cielo abierto para la mina el diamante dentro del contrato en virtud de aporte N°00904-15 ubicado en el municipio de Tibasosa, Boyacá el cual cuenta con una extensión de 1 Ha y 8.414 m<sup>2</sup> y presenta suelos de clase agrológica VIII, esta se encuentra delimitada geológicamente por la formación Tibasosa y su miembro superior.

Para conocer las características físico mecánicas de la matriz rocosa se realizaron cinco tipos de ensayos; Compresión simple, carga por punta, ángulo de reposo, propiedades físicas y desgaste, para así determinar la resistencia de la roca.

El método de explotación aplicado es bancos múltiples ascendentes, la evaluación del yacimiento está regida por el método de Lerchs – Grossman, el cual requiere conocer las condiciones geológicas del yacimiento; Seguidamente se evalúa el costo explotación de un cubo dimensionado; en este caso es de 5 m x 5 m x 5 m. Teniendo en cuenta el material estéril a remover para poder acceder al yacimiento, el cual permite diseñar, en un corte transversal, la geometría del pit que ayudará a proyectar la máxima utilidad neta y la secuencia de explotación adecuada.

La matriz de riesgos ambientales indica cuál aspecto está más propenso a un riesgo ambiental, con esta información se valoran las medidas preventivas y restrictivas para mitigar los impactos. En la evaluación económica se tiene como base los recursos económicos, mineros y de infraestructura existentes, a partir del contrato en virtud de aporte el cual tiene vigencia por cinco años.

## INTRODUCCIÓN

El proyecto está pensado en optimizar los recursos mineros, de infraestructura y de equipos existentes en la mina, reduciendo los costos de operación, aumentando producción y maximizando ganancias. Tomando como punto de partida la descripción de un terreno mediante la observación en campo y la argumentación teórica, la recopilación de muestras del terreno, reconocimiento y descripción de datos, actualización del plano geológico y topográfico, medición en el área de rumbos y buzamientos de diaclasas, muestreos del posicionamiento del recorrido, mediante GPS y argumentación propias de los datos observados en el campo, nos dan los principios básicos de campo para la realización de la presente monografía.

De otro lado se plantea la utilización del método bidimensional de Lerchs – Grossman, para el planteamiento de soluciones, se propone una programación dinámica, que es otra de las técnicas de la investigación de operaciones que ofrece grandes ventajas en la solución de múltiples problemas, del mundo industrial moderno.

La propuesta planteada es dividir la sección transversal del pit en bloques, se selecciona el tamaño del bloque para obtener una altura equivalente a la del banco y se selecciona un grosor del bloque de tal forma que la línea diagonal resultante a través de los bloques genere el ángulo de la pendiente total deseada, el siguiente paso es asignar valores a los bloques basándose en la calidad del mineral y las condiciones económicas de la propiedad minera, los bloques de estéril son asignados por números negativos, los cuales equivalen al costo en extraer estos bloques residuales, los bloques de mineral son asignados por números positivos, los cuales corresponden a la ganancia generada por la extracción del mineral, el precio se determina restando todos los costos de producción al precio de venta de los minerales producidos.

Con base en lo anteriormente expuesto, se concluye que el sistema a emplear es un banqueo Descendente, con secuencia de explotación sugerida mediante algoritmos de Lerchs – Grossmann, donde la programación dinámica, es una de las técnicas de la investigación de operaciones que ofrece grandes ventajas en la solución de múltiples problemas del mundo minero moderno, determinado como una técnica matemática de optimización usada para formar una serie de decisiones interrelacionadas, temas que han sido utilizados por el software minero surpac.

## **OBJETIVOS**

### **Objetivo General.**

Diseñar el método de explotación superficial para la extracción de caliza en la mina “El Diamante”, con Contrato en virtud de aporte 00904 -15, en la vereda La Carrera, municipio de Tibasosa, departamento de Boyacá.

### **Objetivos Específicos.**

Determinar las condiciones actuales tales como: labores de desarrollo, labores preparación, labores de explotación, estudios técnicos anteriores, situación jurídica y ambiental en el área de estudio.

Actualizar el plano topográfico, según las variaciones planimetrías y altimétricas del área.

Caracterizar el macizo rocoso para determinar las propiedades geomecánica del depósito.

Calcular las reservas de material calcáreo explotables por el método de perfiles.

Diseñar el método de explotación, a partir de las condiciones y propiedades del yacimiento.

Aplicar el análisis del diseño óptimo para las minas a cielo abierto, propuesto por Lerchs – Grossman.

Elaborar el respectivo cronograma de actividades, simultáneo a las labores proyectadas en los planos.

Analizar los costos de producción y operación para la implementación del método de explotación diseñado.

Identificar los aspectos ambientales afectados por la explotación.

Señalar las variables de un plan de cierre de la mina.

## 1. GENERALIDADES

### 1.1. LOCALIZACIÓN Y VÍAS DE ACCESO

El área de la zona de estudio con contrato en virtud de aporte 00904 -15, comprende 1 hectárea con 8.414 m<sup>2</sup>, y se localiza en Departamento de Boyacá, Municipio de Tibasosa, Vereda La Carrera, (ver figura 1) aproximadamente a unos 60 km al noreste de la ciudad de Tunja, y a una distancia aproximada de 2 Km de la ciudad de Sogamoso, geo referenciada en la plancha topográfica 172-III-D a escala 1:25.000 del Instituto Geográfico Agustín Codazzi (I.G.A.C). El acceso al área de estudio se realiza, partiendo de la ciudad de Sogamoso, por la vía principal a la ciudad de Tunja, desviando a la izquierda en los límites con Tibasosa, en un recorrido aproximado de 1 Km, hasta el desvío que conduce a la mina a una distancia aproximada de 2 km por una vía pavimentada, con unos tramos de carretables en buen estado. El área del Contrato en virtud de aporte 00904 -15, se encuentra delimitada por las siguientes coordenadas (ver tabla 1).

Tabla 1: Identificación y Localización del área<sup>1</sup>

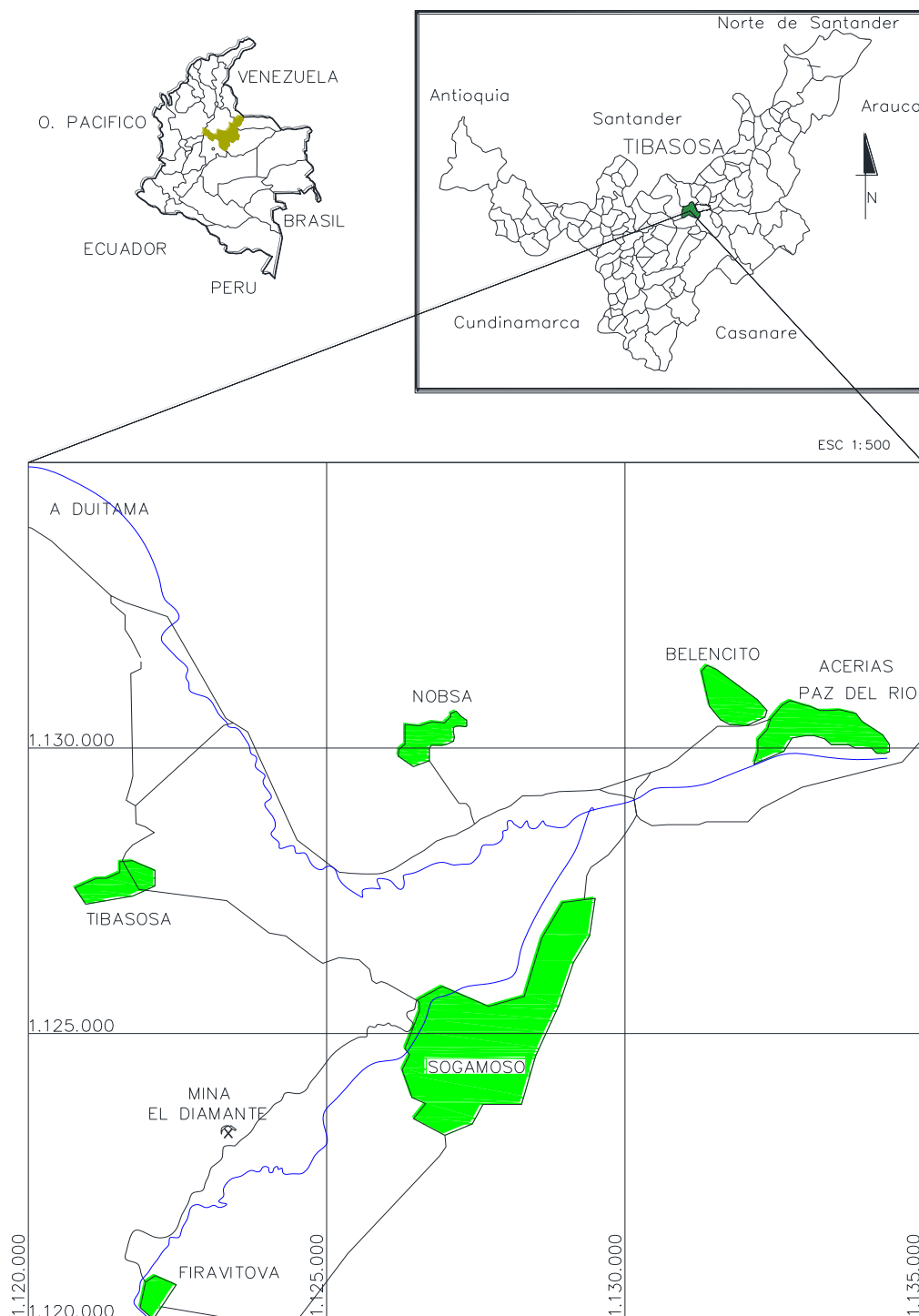
Punto	Este	Norte
P.a	1127522,840	1118554,22
1	1124047,738	1123296,748
2	1124079,37	1123321,431
3	1124015,948	1123397,447
4	1124003,981	1123468,809
5	1123933,803	1123483,010
6	1123874,074	1123407,230
7	1123922,0750	1123374,8250
8	1123920,069	1123339,9900
9	1123950,019	1123345,008

Fuente: elaboración de los autores

---

<sup>1</sup> Datos de Estudio.

Figura 1: Localización y vías de acceso <sup>2</sup>



Fuente: elaboración de los autores

<sup>2</sup> Datos de Estudio.

## **1.2. SITUACIÓN JURÍDICA DEL ÁREA**

En el catastro minero colombiano se encuentra registrado el título 00904-15, bajo el Contrato en virtud de aporte, regido bajo el Decreto 2655 de 1988, dentro del programa social de legalización, PTI aprobado mediante Resolución N° 0556 de 17 de nov de 2010 y licencia ambiental otorgada mediante resolución N° 3010 de 4 de nov de 2010.

Mediante Resolución N° 0308 del 04 de julio de 2012, se concedió prórroga al contrato en virtud de aporte N° 00904- 15 por el término de 5 años, acto que no ha sido inscrito en el RMN.

## **1.3. ASPECTOS SOCIO-ECONÓMICOS Y CULTURALES**

En el Municipio existen explotaciones de calizas. Estas se localizan en las veredas de Ayalas y la Carrera de manera tecnificada por parte de la empresa Holcim. También se explota minería a cielo abierto de caliza por parte de pequeños mineros en las veredas de la Carrera y Patrocinio. Las áreas de concesión tienen una extensión de 18,1 kilómetros.

Las explotaciones mineras se realizan dentro de las normas, sin embargo, requieren de apoyos por parte del municipio para mejorar su tecnificación, proteger el medio ambiente y alcanzar la certificación de las competencias laborales por parte de los trabajadores<sup>3</sup>.

## **1.4. HIDROGRAFÍA Y FISIOGRAFÍA**

Tibasosa pertenece a la cuenca hidrográfica del río Magdalena y a la subcuenca del río Chicamocha, la cual bordea sus tierras y recibe las aguas de todas las microcuencas del municipio. Las microcuencas más importantes son las de la Quebrada la Laja, Quebrada Grande, Quebrada el Hogar, Los drenajes de las veredas Chorro y Ayalas (Piedecuesta, Reserva y Buenavista), Cañada Ojo de Agua, Río Chiquito, Quebrada Los Frailes, Drenajes en La Vereda Las Vueltas, El Espartal y Boyera.

Las microcuencas requieren acciones por parte del municipio y los propietarios para restaurar las zonas de recarga de acuíferos, proteger los nacimientos, fortalecer los corredores de fauna y manejar los focos de contaminación por aguas residuales y deforestación<sup>4</sup>.

---

<sup>3</sup> Plan de Desarrollo 2012 – 2015 “Trabajo con Unidad Social” - MUNICIPIO DE TIBASOSA, p. 63

<sup>4</sup> Ibíd., p. 09

En Tibasosa se encuentran suelos clase III, IV, VI, VII y VIII. Los suelos se clasifican según el Manual de Tierras de los estados Unidos de I a VIII, siendo los I los mejores y los VIII sin ningún uso agropecuario.

Suelos Clase VIII. Los terrenos de esta clase tienen tantas y tan graves limitaciones, que sólo se recomienda su uso para vida silvestre, recreación y preservación de cuencas. Se ubica en los sectores escarpados de las veredas el Resguardo, Estancias Contiguas, el Hato, Espartal, Centros, Vueltas, Peña Negra, Chorrito, Boyera, Ayalas y en las zonas de explotación minera de Patrocinio y la Carrera. Ocupan un 20% aproximado de toda la superficie.

## 1.5. CLIMA Y VEGETACIÓN

Su clima es frío seco y su territorio se encuentra entre los 2.500 y los 3.400 metros sobre el nivel del mar. La temperatura media es de 16° centígrados. El área es de 94,3 Km<sup>2</sup>, 89,2 kms en frío y 5,1 en páramo<sup>5</sup>. El municipio posee áreas importantes con bosques nativos ubicados en las partes altas y en los terrenos pendientes de los suelos de clase agrológica VIII. Corresponden a estas áreas casi el 20% de toda la superficie y podrían declararse como Reservas de las Sociedad Civil. Esta medida permitiría preservar los relictos de bosque, fortalecerlos y beneficiar a sus propietarios con una serie de incentivos tributarios sociales y económicos reglamentados por el Concejo Municipal.

Fotografía 1: Vegetación de la zona



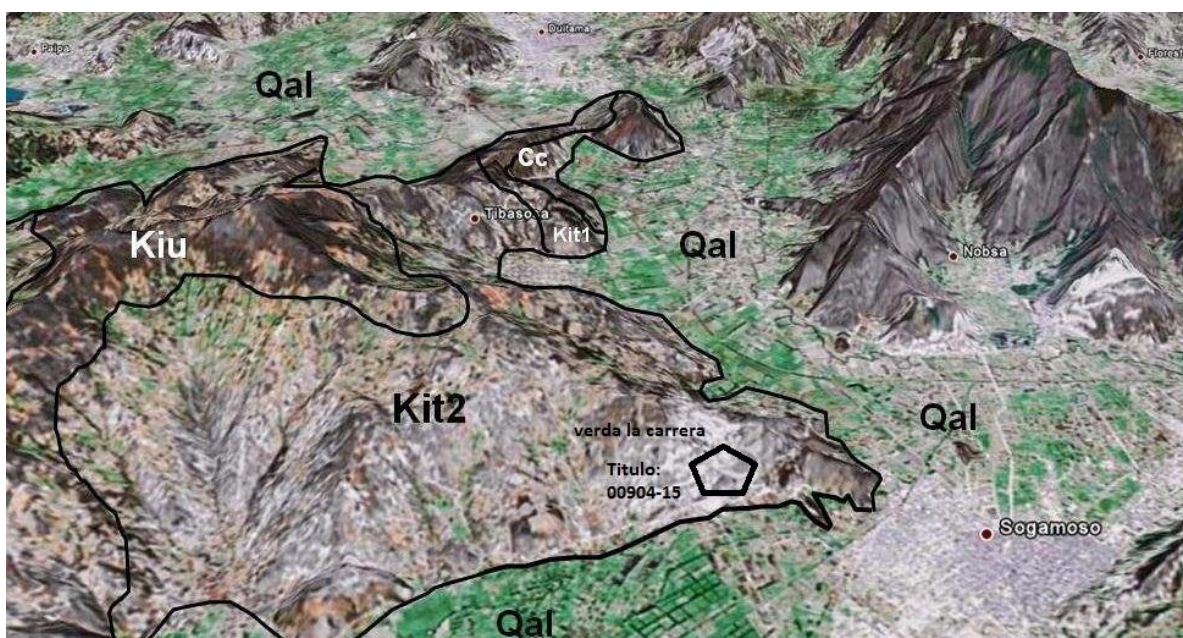
Fuente de estudio, Tibasosa, mina el diamante

<sup>5</sup> Plan de Desarrollo 2012 – 2015 “Trabajo con Unidad Social” - municipio de Tibasosa, p. 09

## 1.6 TOPOGRAFÍA DE LA ZONA

La topografía comprende 1 hectárea con 8.414 m<sup>2</sup>, y se localiza en Departamento de Boyacá, Municipio de Tibasosa, Vereda La Carrera aproximadamente a unos 60 km al noreste de la ciudad de Tunja (ver fotografía 2). Se realizó el levantamiento topográfico del área de concesión con un geoposicionador Satelital **Garmin: GPSMAP 76CSx** y con teodolito electrónico topcom, Levantando detalladamente el área donde se localizan los puntos de afloramiento los bancos y la actualización topográfica de las labores mineras a cielo abierto preexistentes, el procesamiento digital de la información se realizó con la ayuda de GOOGLE EARTH, Autodesk AutoCAD civil 3D 2013 y Autodesk AutoCAD 2013.

Fotografía 2: modelamiento en 3D de la topografía de la zona de estudio<sup>6</sup>



Fuente: elaboración de los autores

<sup>6</sup> Imagen tomada de GOOGLE EARTH, con ampliación en escala vertical para magnificar la orogenia.



## 2. GEOLOGÍA

### 2.1. GEOLOGÍA REGIONAL<sup>7</sup>

Geológicamente el área de estudio se encuentra localizada al sur del macizo de Floresta, formando parte de la cuenca Sogamoso – Paz de Río. (Ver anexo A) Las rocas que afloran en el Municipio de Firavitoba son de origen sedimentario, las cuales han sido depositadas desde el Cretáceo Inferior hasta el Terciario Superior y depósitos no consolidados del Cuaternario. La tectónica general de la zona está controlada por la Falla de Soapaga al suroeste del municipio, la cual sigue un rumbo suroeste – noreste, que condiciona la orientación de las formaciones aflorantes. Estratigráficamente se identifican dentro del municipio las Formaciones Tibasosa (Kit), Belencito (Kib), Une (Kmu), además de depósitos de origen aluvial, fluvioacustre y suelos residuales.

**2.1.1. Estratigrafía:** La zona de estudio corresponde a la nomenclatura estratigráfica empleada en el área de Boyacá, (ver Anexo A) En lo que respecta a las unidades litoestratigráficas del área de Paz de Río, ellas abarcan edades comprendidas desde el Paleoceno al Oligoceno

**2.1.1.1. Formación: UNE<sup>8</sup>:** Está formado casi exclusivamente de areniscas cuya magnitud se estima en 400 a 500 m. Los bancos gruesos de arenisca van separados por bancos más o menos delgados de esquisto endurecido y como guía se tiene en la parte alta del conjunto un débil nivel de antracita que se explota en el Río Une (finca Querenté) en la región de Ubaque (ascenso de Ubaque al W) y en la región de Choachí. Este conjunto de areniscas de Une se destaca en el terreno en forma de paredón brusco

**Edad geológica:** Cretáceo (Albiano - Cenomaniano inferior)

**Localización:** *Cordillera Oriental, al E de Bogotá*

**Autor:** E. HUBACH, 1931

**Estratificación:** la formación une presenta un espesor de 505m en Duitama (Ver Anexo D), y presenta la siguiente estratificación:

- arenisca gris, con intercalaciones de arcillolita gris, a veces carbonosa.
- Arenisca cuarzosa, friable. En la base capas líticas blancas.
- Arenisca cuarcítica, blanca, dura, con estratificación cruzada.
- Arcillolita gris claro, fisible.
- Arenisca cuarzosa, amarilla.

**Tipos de rocas:** sedimentarias; arenisca, arcillolita gris, Arenisca cuarcítica.

---

<sup>7</sup> Esquema de Ordenamiento Territorial – Municipio de Tibasosa, Boyacá, pag 36.

<sup>8</sup> HUBACH (E.), 1931b. – Geología Petrolífera del Departamento de Norte de Santander. Serv. Geol. Nal., informe nº 176 (inédito), parte A, p. 102 (Areniscas de Une), Bogotá.

**Tectónica:** La Arenisca de Une se encuentra comprendida entre la Formación Fómèque sobre la que se apoya y la Formación Chipaque que se le superpone. El contacto con esta última es concordante pero neta.

**2.1.1.2. Formación: BELENCITO<sup>9</sup>:** Se eleva el miembro superior de Tibasosa al rango de formación en el sector de belencito y chameza. La formación alcanza los 650m en la sección de belencito, valor que mantiene constante en todo el borde occidental del valle de Sogamoso

**Edad geológica.** Cretáceo inferior. (Hauteriviano-Barremiano)

**Localización:** cordillera oriental en la provincia de sugamuxi

**Autor:** Reyes I. (1984)

**Estratificación:** la formación belencito a la altura del cerro cuista presenta en espesor medio de 550m aprox. y presenta la siguiente estratificación (Ver Anexo D).

- alternancia de caliza, arcillolitas fisibles y areniscas.
- Arenisca gris, de grano medio, con interbancos de arcillolita gris.
- Arcillolita gris fisible.
- Arcillolita arenosa rojiza, concreciones calcáreas.
- Alternancia de bancos de caliza, margas, arcillolitas calcáreas y areniscas.
- Arenisca cuarcita blanca.
- Arcillolita negra, a veces arenosa.

**Tipos de rocas:** caliza, arcillolitas fisibles y areniscas.

**2.1.1.3. Formación: TIBASOSA<sup>10</sup>:** En la zona situada se aprecian tres miembros característicos, el inferior, predominantemente arenoso, presenta un conglomerado de base, seguido por intercalaciones de limolitas moradas, azulosas y verdosas, con areniscas friables de grano grueso, cuyos elementos son esencialmente de cuarzo, feldespato y fragmentos de rocas metamórficas y sedimentarias, en secuencia muy característica. Las limolitas verdosas marcan el paso de una serie de areniscas compactas, de color pardo claro, de grano fino, que se toma calcárea y friable hacia la parte superior. El miembro intermedio presenta una alternancia de limolitas verdosas con bancos de 3m. de caliza, en la parte arenosa, con abundantes recristalizaciones en calcita que dan un aspecto travertinoso. El miembro superior consta esencialmente de arcillolitas fisibles verdosas con intercalaciones de capas delgadas y nudos de caliza. Hacia el techo se localizan unos bancos de arenisca calcárea gris con interbancos de arcillolita gris.

**Edad geológica:** Cretáceo inferior. (Hauteriviano-Barremiano)

**Localización:** *cordillera oriental en la provincia de sugamuxi*

**Autor:** Renzoni G. (1981)

**Estratigrafía:** tomada de la quebrada belencito, Tibasosa en este sector presenta un espesor de 520 m y se divide en tres miembros, superior intermedio e inferiores (ver anexo D), su descripción de base a techo se presenta así:

---

<sup>9</sup> REYES, Italo, 1984.- Op cit.

<sup>10</sup> RENZONI, Giancarlo. Geología del cuadrángulo J-12, Tunja. Boletín geológico volumen 24-Ingeominas, 1967

**Miembro superior:**

- arenisca gris de grano fino, micácea, con interbancos de arcillolita gris.
- Arcillolita fisible verdosa, con intercalaciones de capas delgadas y nódulos de caliza arenosa.

**Miembro intermedio:**

- Alternancia de bancos de caliza arenosa, arcillolitas fisibles y areniscas calcáreas.

**Miembro inferior:**

- Arenisca parada, compacta, bien estratificada.
- Alternancia de arenisca friable con limolita morada, azulosa y verdosa.
- Conglomerado de base.

**Tipos de rocas:** sedimentarias, arenisca gris de grano fino, micácea, arcillolita, caliza arenosa, areniscas calcáreas, arenisca friable con limolita, Conglomerado.

**Tectónica:** la formación Tibasosa yace discordante sobre las rocas más antiguas de la región. En el borde noroccidental el valle de Sogamoso el contacto inferior es girón, donde se observa un pequeño Angulo de discordancia es en el sector Tibasosa – san Rafael – iraca, contacto claramente discordante en la formación cuche.

**2.1.1.4. Formación: CUCHE<sup>11</sup>:** El nombre de la Formación Cuche procede de la vereda de Cuche, perteneciente al municipio de Sta. Rosa de Viterbo (Dpto. de Boyacá). Donde mejor representada está la formación es en el camino que va de Floresta a la vereda de Cuche Se trata de un conjunto de 300 a 400 m de espesor formado casi totalmente por arcillitas de color rojo- violeta.

**Edad geológica:** Carbonífero

**Localización:** *Cordillera Oriental, Sector de Floresta*

**Autor:** G. BOTERO RESTREPO, 1950.

**Estratificación:** la presente columna estratigráfica tomada en la vereda cuche (Ver Anexo D) describe un espesor de 500m y una estratificación de techo a base así:

- Intercalaciones de arenisca amarillenta y arcillolita gris oscura.
- Arenisca parada rojiza, bien estratificada, con intercalaciones de arcillolita roja – violácea.
- Intercalaciones de arenisca en capas delgadas y arcillolitas rojiza, en la base hay un banco de arenisca masiva de grano grueso, de color rojo ladrillo, con estratificación cruzada.
- Arcillolita limosa, bien estratificada, color crema.

**Tipos de rocas:** sedimentarias: arenisca, arcillolita, arenisca masiva de grano grueso, Arcillolita limosa.

---

<sup>11</sup> BOTERO RESTREPO (G.), 1950.– Reconocimiento geológico del área comprendida por los municipios de Belén, Cerinza, Corrales, Floresta, Nobsa y Santa Rosa de Viterbo, *Comp. Est. Geol. Ofic. Col.*, t. 8, pp. 270-278, lám. 54, Bogotá.

**2.1.1.5. Depósitos Cuaternarios (Q)<sup>12</sup>:** En una gran extensión del municipio, se encuentran depósitos no consolidados, formados en distintas épocas del Cuaternario, los cuales fueron depositados posterior a la formación de la Cordillera Oriental. Comprende depósitos de origen fluvio lacustre, aluvial y coluvial que se encuentran cubriendo parcialmente y de manera discordante algunas de las formaciones identificadas en el área.

**2.1.1.6. Depósitos Coluviales (Qc)<sup>13</sup>:** Están compuestos por fragmentos de roca de diferentes tamaños y composición, dispuestos de manera caótica dentro de una matriz arcillo arenosa.

El material rocoso proviene de las formaciones inmediatamente contiguas al lugar donde se localizan estos depósitos y que se han formado por diferentes procesos.

**2.1.1.7 Depósitos de Suelos Residuales (Qsr)<sup>14</sup>:** Corresponden a formaciones inconsolidadas de muy poco espesor, pero que se cartografiaron por su frecuente presencia en algunos sectores del territorio municipal. Por lo general, presentan bajas inclinaciones constituyéndose muchas veces en superficies ligeramente inclinadas o casi a nivel. Se localizan de forma esporádica en la vereda Calavernas.

## **2.2. TECTONICA REGIONAL<sup>15</sup>**

Regionalmente se presenta una tectónica muy compleja, representada por una serie de pliegues sinclinales y anticlinales, los cuales se encuentran dislocados por fallas generadas como respuestas a los esfuerzos regionales de tipo compresional al que estuvo sometido el sector durante la orogenia andina ocurrida durante el Mioceno. Las fallas y pliegues presentan una orientación predominante NE-SW, correspondientes a la directriz tectónica de la cordillera oriental en el departamento de Boyacá. En términos generales hay que considerad dos distintas provincias tectónicas (ver cuadro 1) en la región EL MACIZO DE FLORESTA: que corresponde a una zona compleja levantada. La COBERTA PLEGADA, formada por la serie sedimentaria neocretácico – terciaria. Las dos provincias están separadas por la falla soapaga, que representa un límite tectónico y geomorfológico de gran importancia.

---

<sup>12</sup> Esquema de Ordenamiento Territorial – Municipio de Tibasosa, Boyacá, pag 40.

<sup>13</sup> Ibíd., pag 41.

<sup>14</sup> Esquema de Ordenamiento Territorial – Municipio de Tibasosa, Boyacá, pag 41.

<sup>15</sup> REYES, I, geología de la región de Duitama, Sogamoso, paz del río, belencito, 1984 pág. 64-89

Cuadro 1: Provincias tectónicas

Provincias tectónicas	Unidades tectónicas principales	Descripción
MACIZO DE FLORESTA	Unidad tectónica pre devónica	Compuesta mayormente por rocas metamórficas, con intrusiones acidas posteriores al plegamiento.
	unidad tectónica del paleozoico superior	Formada por la fase orogénica al final del paleozoico, los pliegues son de tipo concéntrico. Existen algunas zonas sumamente disturbadas, ligadas a fallas importantes, cubiertas posteriormente por la transgresión cretácea
	unidad tectónica eocretácica	las deformaciones que afectan esta unidad se traducen en pliegues amplios, fuera de la fallas Boyacá y soapaga, otras fallas importantes de las formaciones del cretáceo inferior también rompen esta estructura, como la falla tutazá al basamento cristalino
COBERTA PLEGADA	anticlinal del chicamocha, sinclinal del páramo, sinclinal de Betéitiva, sinclinal de paz vieja, falla de Gamesa, falla de topaga, falla de Costa Rica, falla de paz del rio, falla de tasco, falla de mongui, falla de carichana, falla de el bujío, falla de Sibaria, falla de colacote, falla de peña blanca, falla de cerro culate, falla matayeguas, falla de soapaga	los plegamientos están dislocados por numerosas fallas, en sistemas con orientaciones variables. En general, las fallas inversas longitudinales acompañan los anticlinales y se localizan preferentemente sobre un flanco. Las fallas transversales dislocan los pliegues en sentido diagonal a rumbo de los ejes, las fallas normales se agrupan en sistemas independientes y cortan las fallas inversas, indicando su origen en una fase posterior claramente distintiva.

Fuente: elaboración de los autores

**2.2.1. Geología Estructural:** Según REYES Italo, 1984, en la región de Sogamoso – Duitama – Paz del Río, hay que considerar dos distintas provincias tectónicas: El macizo de Floresta que corresponde a una zona compleja levantada, y la cobertera plegada formada por la serie sedimentaria neocretácico-terciaria; las dos provincias están separadas por la falla de Soapaga que representa un límite tectónico y geomorfológico de gran importancia; dicha falla afecta al municipio de Tibasosa hacia su límite Oriental.

Dentro del plegamiento principal (Anticlinal de Tibasosa-Floresta), se encuentran pliegues menores; específicamente dentro del municipio de Tibasosa, se destacan: El Anticlinal de Guática que afecta a rocas de la Formación Une, y el Sinclinal de Patrocinio sobre las Formaciones Une y Tibasosa.

**2.2.1.1. Falla Inversa de Soapaga:** Afecta al sector oriental muy cerca al límite con el Municipio de Sogamoso, se encuentra en su totalidad sepultada por los depósitos Cuaternarios que conforman litológicamente el sector el desplazamiento de ésta falla alcanza los 2500 m (REYES Ítalo, 1984). Localmente los efectos de la Falla se

aprecian en la inversión de la secuencia calcárea que bordea el valle, y un intenso plegamiento y fracturamiento de las rocas.

**2.2.1.2. Fallas de Suescún y Patrocinio:** De tipo normal y originan pequeños desplazamientos de la Formación Tibasosa.

**2.2.1.3. Falla de El Chorrito:** En el sector se presentan dos dislocaciones transversales que desplazan a la Formación Cuche y al miembro inferior de la Formación Tibasosa, haciendo que ésta última se interrumpa en los cerros que bordean la parte sur de la vereda Las Vueltas.

Dos pequeñas fallas en el Cerro de Guática y paralela al valle intermontano de la vereda de Ayalas al occidente del Municipio, que ocasionan interrupciones y dislocaciones de los cerros conformados por areniscas de la Formación Une. Dentro del segundo sistema de fallas se destacan:

**2.2.1.4. Falla de Tibasosa:** Alineamiento que coincide al sur del área urbana con el Zanjón Careperro, atraviesa probablemente el área urbana donde se encuentra cubierta por el depósito Cuaternario, y continúa hacia el NW hasta el valle Fluvioacustre cercano al río Chicamocha en la vereda Ayalas, en donde el tramo final también se encuentra sepultado por el depósito Cuaternario de ese sector. Esta falla es de tipo inverso y afecta a las Formaciones Cuche y Tibasosa.

## **2.3 GEOLOGÍA LOCAL**

En esta zona se expone en su totalidad la formación Tibasosa (Kit), dentro de la zona de estudio en la vereda la carrera, donde se identifican afloramientos de dicha formación, RENZONI, Giancarlo ha identificado cuatro miembros claramente diferenciados de la formación Tibasosa (Kit), en la región; estos miembros en orden cronológico ascendente son: Miembro Basal (Kit4), Miembro Calcáreo Inferior (Kit3), Miembro Arenáceo Intermedio (Kit2) y Miembro Calcáreo Superior Kit1, (Ver Anexo C)

Posteriormente REYES, Ítalo. (1983) eleva el Miembro Calcáreo Superior a nivel de formación (Formación Belencito), por poseer características litológicas y geomorfológicas propias para tal fin.

### **2.3.1. Formación Tibasosa (Kit).**

**2.3.1.1. Miembro Basal (kit4):** asiento de la Formación, el espesor del miembro basal es de 65 m este miembro está compuesto por tres zonas identificables, hacia su base por un conglomerado heterogéneo, Hacia la parte media encontramos una alternancia irregular de arenisca conglomerática, y La parte superior está compuesta esencialmente de areniscas conglomeráticas amarillentas, areniscas grises oscuras y areniscas rojizas.

Estratigráficamente se encuentra suprayaciado discordante sobre la Formación Cuche.

**2.3.1.2. Miembro Calcáreo Inferior (kit3):** compuesto por dos zonas, hacia la base dos estratos de caliza detrítica gris oscura fosilífera, separados por una estrato de arcillolita gris oscura. La zona media del miembro compuesto por shales y pequeños bancos de calizas cristalinas, margas y calizas detríticas fosilíferas.

**2.3.1.3. Miembro Arenáceo Intermedio (Kit2):** Este miembro compuesto de arcillolitas grises hacia la base y en el techo predomina bancos de arenisca con estratificación diferenciable.

**2.3.1.4. Miembro Calcáreo Superior (Kit1):** en este miembro está encontramos las mineralizaciones calcáreas de interés económico para la región.

**BANCO A:** Corresponde al banco superior de la secuencia calcárea, esta compuesto por una caliza gris fosilífera con presencia de cristales y vetas de calcita, con espesor de 3,0m. Este separado del banco B por una secuencia de arcillolitas de color gris oscura fosiles y margas limosas con espesor de 25 m.

**BANCO B:** Este banco tiene un espesor promedio de 16 m, está compuesto por una caliza biomicritica de color gris claro, estratificado en potentes bancos entre 2 m. y 3,7 m. con interestratos de margas. Posee un 54,06% de CaO por lo cual es utilizado ampliamente en la Industria Siderúrgica.

**BANCO C:** Este banco corresponde a una caliza biomicritica de gris a gris oscura con variabilidad lateral en su color, con espesor promedio de 4m. Esta separado del banco B por dos capas de lutitas grises oscuras de 40 cm. de espesor, separadas por una capa de arcilla moderada de 1m. de espesor; contiene 52 % de CaO.

**BANCO D:** Es el banco más importante de la secuencia estratigráfica del miembro calcáreo superior. Se trata de una caliza de color gris claro con finas vetas de calcita fosilífera, resistente y muy dura. Su composición de CaO varía entre el 52,65% hacia el techo y 48,83% hacia la base. Su espesor total aproximado es de 21 m. lo separa del banco C una serie de estratigrafía de arcillolitas limosas grises oscuras de dureza media en algunas partes laminadas, con presencia de nódulos calcáreos y lentejones concreciónales y arcillolitas limosas grises con margas verdosas. Hacia el techo del banco D aparece una serie de arcillolitas rojizas blandas dentro de capas concreciónales calcáreas de color gris oscuro y fosilíferas con un espesor promedio de 12 m. **(Zona de estudio).**

**BANCO E:** Este banco está compuesto por caliza cristalina de color gris a gris oscura fosilífera y muy dura, presenta capas delgadas de arcillolita y capas de caliza areno – arcillosa. Tiene un espesor promedio de 13 m. su contenido promedio de CaO es de 48,5%, se encuentra separado del banco D por una arenisca arcillosa gris amarillenta de grano fino de 5 m. de espesor.

**BANCO F:** Se trata de una sucesión de margas, arcillolitas de color gris verdosa, arenisca amarillenta de grano fino y bancos de caliza gris entre 0,15m y 2 m. de espesor promedio de 30 m.

**BANCO G:** Está compuesto por dos bancos explotables de caliza gris a gris oscura lumaquelica en sectores de 11m y 6m. de espesor respectivamente. Los separan dos capas de arenisca calcárea, caliza arenosa amarillenta de un espesor de 2m. El banco G1 o superior presenta un contenido de CaO de 40,42%, mientras que el G2 o inferior posee un 45,82%.

**BANCO H:** Está compuesto por una caliza gris fosilífera muy dura con un contenido de 40,48% de CaO, su espesor promedio es de 6m. y está separado del banco G por un conjunto arcilloso de color gris verdoso y rojizo con vetas de óxido de hierro de un espesor de 12m.

**BANCO I:** Compuesto por dos bancos de caliza gris fosilífera muy dura de 2 m. y 2.20m. de espesor respectivamente. Estos bloques se encuentran separados por una capa de arenisca calcárea rosada de grano fino de 1,7m de espesor. Posee 44% de CaO y está separado del banco H por estratos arcillosos de color gris oscuro a rojizos con capas nodulares y arcillolitas grises claras laminares con un espesor de 25m.

Toda la secuencia calcárea anterior se encuentra dispuesta en dos posiciones: la que corresponde a la zona de Áyalas hasta cercanía de la vereda La Carrera, se encuentra en posición normal, mientras que la secuencia encontrada en la vereda La Carrera está en posición invertida, esta inversión se debe a la influencia directa de la Falla Soapaga que pasa cerca de esta zona.

La zona donde encontramos los estratos normales no afloran los Bancos A, B, C y parte del Banco D. Mientras que en la vereda La Carrera se ha estimado un espesor de 350m, es allí donde aflora toda la secuencia estratigráfica.

**2.3.2. Cuaternario Fluvio Lacustre (Qpl):** Constituye gran parte del valle de Sogamoso, sobre el cual se encuentra el área urbana. Este depósito corresponde a cuencas de antiguos lagos cuya evolución ha sido bastante compleja. Se encuentra una secuencia de arcilla, limo y fragmentos de arenisca indicando las variaciones en el régimen de deposición.

La parte superior de los sedimentos lacustres se puede observar en el sector terminal del valle de Sogamoso, donde la acción erosiva del río Chicamocha la ha puesto al descubierto, predominando la presencia de capas arcillosas amarillas y azulosas con intercalaciones de capas de arenas finas y limos; exploraciones en el valle se han encontrado también la presencia de capas arcillosas amarillas y azulosas con intercalaciones de capas de arenas finas y limos.



## 2.4. CÁLCULO DE LAS RESERVAS BÁSICAS.

Utilizando los radios con origen en los puntos de información, se construyen los arcos a distintas distancias de acuerdo a los criterios establecidos para las distintas categorías de recursos<sup>16</sup>. (Ver tabla 2).

Tabla 2: Ubicación de los puntos de control

<b>PUNTO DE CONTROL</b>		<b>COTA</b>	<b>BANCO</b>
<b>Coordenada X</b>	<b>Coordenada y</b>		
1123316	1124010	2578	D
1123324	1124019	2578	D
1123357	1124024	2578	
1123366	1123982	2582	
1123404	1124006	2582	
1123424	1124005	2576	
1123411	1123991	2572	
1123366	1123947	2572	
1123340	1123920	2570	
1123393	1123950	2572	
1123426	1123985	2576	

Fuente: elaboración de los autores

En el área de contrato 00904-15 se tienen resultados de análisis fisicoquímicos de muestras de todos los mantos que se encuentran, es decir, los bancos M1 y M2 para los cuales se calcularon reservas básicas<sup>17</sup>. (Ver cuadro 2).

Cuadro 2: Resultados del cálculo de reservas.

Referencia	Buza/To	Espesor	Área	Rbm	Rbi	RBIF
				M³	M³	m³
Manto D	10	16,78	3.967,69	65.566,40		
Manto E	9	8,23	8.420,53	68.447,72		
Zona Falla	80	20	1.787,30	6.207,23		
Manto E	10	14,67	8.420,53		121.652,44	
Manto F	10	20,5	8.420,53			169.998,29
Subtotal				140.221,36	121.652,44	169.998,29

Fuente: elaboración de los autores

Reservas Explotables = (Rm + RI+ RInf.) – 10%

Reservas Explotables = (431.872,09 m³) – 10%

RE = 388.684,88 m³

RE =1'010.580,69 Toneladas de Caliza rajón

<sup>16</sup> Wood et al., 1983:40,42.

<sup>17</sup> Ecocarbon, sistema de Clasificación – recursos y reservas 1995 pag 16

## 2.5. VIDA ÚTIL DE LA MINA.

Con la producción indicada, y con una preparación como se muestra en los planos de desarrollo y preparación, se tiene una vida útil de la mina por el orden de acuerdo a las calidades y reserva presentadas en el siguiente gráfico y de acuerdo al Anexo E, se tiene:

Manto D: Con reservas de caliza metalúrgica y un total de 65.566,40 m<sup>3</sup> en banqueo y 6.207,23 m<sup>3</sup> en la zona de falla, para un total de 71.773,63 m<sup>3</sup> de caliza metalúrgica rajón.

Manto E: Con reservas de caliza cementera y un total de 65.566,40 m<sup>3</sup> en banqueo y 121.652,44 m<sup>3</sup> de reservas indicadas, cubiertas por el manto D, para un total de 187.218,84 m<sup>3</sup> de caliza cementera rajón.

Manto F: Con reservas de caliza para triturado con un total de 169.998,29 m<sup>3</sup> de reservas inferidas, cubiertas por el manto E.

Cuadro 3: Vida útil mina

<b>Calidad</b>	<b>Reservas (M<sup>3</sup>)</b>	<b>Producción (M<sup>3</sup>)</b>	<b>Vida Útil (Meses)</b>	<b>Vida Útil (Años)</b>
Metalúrgico	71.773,63	1000	71,77	6,0
Cementero	190.100,16	2500	76	6,3
Triturado	169.998,29	500	340,00	28,3
Producción Mensual		4000		

Fuente: elaboración de los autores

Las bajas producciones y la pequeña área de la mina disminuyen la vida útil del proyecto, y plantea grandes posibilidades de aumentar o disminuir los esquemas de producción de acuerdo a las necesidades del mercado.

### 3. CARACTERIZACION GEOMECANICA

#### 3.1. CARACTERIZACIÓN FISICO MECÁNICA DE LA MATRIZ ROCOSA

Se contemplan cuatro tipos de ensayos en laboratorio, necesarios para tal fin los cuales fueron:

- Ensayo de propiedades físicas.
- Ensayo de desgaste Maquina de los ángeles y ángulo de reposo.
- Ensayo de compresión simple.
- Ensayo de carga puntual.

Los ensayos fueron necesarios realizarlos para clasificar el macizo rocoso de la zona de estudio<sup>18</sup>.

**3.1.1. Ensayo de propiedades físicas:** Para determinar las propiedades físicas del macizo rocoso se tomaron muestras insitú del macizo con las cuales se realizaron ensayos para determinar sus propiedades dando como resultado (ver cuadro 4):

Cuadro 4: Análisis de propiedades físicas tamaño puño.

Datos Experimentales Propiedades Físicas							
Descripción	Forma	Muestra No	Peso Unitario Agua (gr/Cm <sup>3</sup> )	Peso Inicial (gr)	Peso Seco (gr)	Peso Saturado (gr)	Volumen Total (Cm <sup>3</sup> )
Roca Caliza	Irregular	1	1,00	143,90	142,90	145,50	7,00
Roca Caliza	Irregular	2	1,00	82,40	81,40	84,20	30,00
Roca Caliza	Irregular	3	1,00	95,70	94,70	97,50	32,00
Roca Caliza	Irregular	4	1,00	97,20	96,20	99,10	33,00
Roca Caliza	Irregular	5	1,00	62,40	61,40	64,60	23,00
Roca Caliza	Irregular	6	1,00	62,60	61,60	64,80	28,00
Roca Caliza	Irregular	7	1,00	41,60	40,60	43,30	19,00

Fuente: elaboración de los autores

El peso de sólidos, peso del agua, volumen de agua, volumen de sólidos, volumen de aire, obteniendo los siguientes resultados (ver tabla 3):

<sup>18</sup> Muestreo realizado en el banco D, mina el diamante, municipio de Tibasosa

Tabla 3: Cálculos De Propiedades Físicas Del Macizo Rocoso

Muestra	P (gr/Cm <sup>3</sup> )	Pd (gr/Cm <sup>3</sup> )	Psat (gr/Cm <sup>3</sup> )	Wn %	S %	N %	E	Γ (Kn/M <sup>3</sup> )	Γd (Kn/M <sup>3</sup> )	Γsat (Kn/M <sup>3</sup> )
1	1,918	1,905	1,940	0,699	38,461	3,466	0,013	18,918	18,786	19,128
2	2,746	2,713	2,806	1,228	35,741	9,333	0,036	27,082	26,753	27,673
3	2,990	2,959	3,046	1,055	35,741	8,750	0,034	29,487	29,179	30,042
4	2,945	2,915	3,003	1,039	34,482	8,787	0,033	29,042	28,743	29,609
5	2,713	2,669	2,808	1,628	31,25	13,913	0,050	26,750	26,321	27,693
6	2,235	2,200	2,314	1,623	31,250	11,428	0,040	22,044	21,692	22,818
7	2,189	2,136	2,278	2,463	37,037	14,21	0,061	21,588	21,069	22,470
Promedio	2,534	2,503	2,599	1,232	32,42	9,602	0,034	24,98	24,687	25,633

Fuente: elaboración de los autores

Analizando se puede observar que el macizo rocoso presenta una densidad insitu promedio de 2,534 gr/cm<sup>3</sup>, humedad natural 1,23 %, saturación del 32,42 %, porosidad del 9,6 %, relación de vacíos de 0,034. Los resultados indican, que el macizo rocoso presenta poca capacidad de absorción y una dureza promedio.

### 3.1.2. Propiedades mecánicas

**3.1.2.1. Ensayo de desgaste máquina de los ángeles:** Para calcular el desgaste se tomaron en campo muestras de macizo rocoso los cuales fueron preparados previamente para este fin dando por resultado(ver tabla 4):

Tabla 4: Ensayo de desgaste máquina de los ángeles

Retenido En Tamiz		Peso Inicial Por Tamiz (Gr)	Peso Final Por Tamiz (Gr)
#	mm		
1"	25,4	1250	514,7
¾"	19,1	1250	460,3
½"	12,7	1250	835,3
3/8"	9,52	1250	648,7

Fuente: elaboración de los autores

Cuadro 5: Cálculos de desgaste del macizo rocoso

Peso Inicial De La Muestra		5000	2459
Peso Final De La Muestra			3335,7
Peso Retenido En Tamiz 1 (68 Mm)			876,7
Cantidad De Esferas		12	
Desgaste %			
Masa De Las Esferas (Gr)		5000	
Desgaste 1" (%)		58,82	
Desgaste ¾ (%)		63,17	
Desgaste ½ (%)		33,17	
Desgaste 3/8 (%)		48,10	
Desgaste Total (%)		33,286	

Fuente: elaboración de los autores

Analizando el material presenta un índice de desgaste mayor cuando se encuentra con una granulometría de ¾", seguido de una granulometría de 1". El material tiene una resistencia alta al desgaste ya que posee un desgaste promedio de 33,286 %.

**3.1.2.2. Ensayo de ángulo de reposo:** Los datos y resultados obtenidos para el ángulo de reposo del material según su granulometría, fueron los siguientes (ver tabla 5):

Tabla 5: Cálculo de ángulo de reposo para diferente granulometría de la roca.

Partículas	Base (Cm)	Altura (Cm)	Ángulo De Reposo (°)
1"	13	4,5	18,77
¾"	4,8	4,8	45
½"	7,3	11,9	58,47
3/8"	12	6,6	28,8
1,68 mm	14,1	7,6	28,32

Fuente: elaboración de los autores

Según los resultados de ángulo de reposo, la roca presenta un mayor ángulo de estabilidad cuando se encuentra fragmentada con una granulometría de ½", logrando un ángulo de reposo de 58,47°.

**3.1.3. Ensayo de compresión simple:** Para este ensayo se tomó un bloque insitu del macizo rocoso el cual representa en gran parte el comportamiento de este, en el cual se identificó piso y techo de la estratificación para la extracción de tres testigos, dándonos como resultado (ver cuadro 6):

Cuadro 6: Datos iniciales de compresión simple

	M - 1	M - 2	M - 3	M - 4	M - 5
ALTURA (H) cm	11,93	9,75	9,95	10,328	10,49
DIAMETRO (cm)	4,98	4,98	4,97	4,92	4,94
PESO MUESTRA (gr)	528,3	509,5	518,9	516,8	520,1
$\gamma$ (gr/cm) <sup>3</sup>	2,273	2,6828	2,68	2,631	2,586
AREA (cm) <sup>2</sup>	19,478	19,478	19,400	19,011	19,166
VOLUMEN (cm) <sup>3</sup>	232,375	189,912	193,030	196,352	201,057

Fuente: elaboración de los autores

Cuadro 7: Esfuerzo a la compresión simple del muestreo

	M - 1	M - 2	M - 3	M - 4	M - 5
AREA (mm <sup>2</sup> )	1947	1947	1947	1900	1916
CARGA (N)	98700	127300	89500	108500	91000
ESFUERZO (MPa)	50,693	65,382	45,968	57,105	47,494

Fuente: elaboración de los autores

Analizando los esfuerzos para cada muestra (ver cuadro 7), el esfuerzo máximo promedio a la compresión simple del macizo rocoso es 53,32 Mpa. Mostrando como característica general se puede catalogar con una resistencia a la compresión simple DURA.

**3.1.4. Ensayo de carga puntual:** Se muestrea para someter a cargas uniaxiales y determinar la carga máxima o carga de falla de cada muestra, así definir el comportamiento del macizo rocoso (ver tabla 6).

Tabla 6: cálculos ensayo carga puntual

W Prom.	D Prom.	(De) <sup>2</sup>	P	P	F	Is	σ <sub>c</sub>
mm	mm	mm <sup>2</sup>	psi	Mpa	N	N/mm <sup>2</sup>	
68,9	51,55	4522,28	2750	18,975	27373,33	6,05	145,27
76,85	52,20	5107,68	2150	14,835	21400,97	4,18	100,55
69,40	57,05	5041,09	2450	16,905	24387,15	4,83	116,10
91,40	49,18	5722,69	2050	14,145	20405,57	3,56	85,57
76,90	49,93	4888,26	1950	13,455	19410,18	3,97	95,29
33,80	31,68	1363,14	650	4,485	6470,06	4,74	113,91
79,45	53,40	5401,88	2150	14,835	21400,97	3,96	95,08

Fuente: elaboración de los autores

Según los datos experimentales de carga por punta, el esfuerzo máximo a compresión es de 4,47 KN/cm<sup>2</sup>, con una correlación por compresión simple de 107,4 Mpa. Mostrando como característica general, una resistencia a la compresión simple Muy DURA. Cabe aclarar que este dato es poco recomendable para la caracterización del macizo rocoso. La máquina presenta defecto para esta prueba, para información detallada ver Anexo G.

## 3.2. CARACTERIZACION DE DISCONTINUIDADES

Las propiedades de los macizos rocosos están condicionadas por los planos de discontinuidad los cuales también influyen en el comportamiento resistente, hidráulico y deformacional. Para la caracterización de las discontinuidades se tomaron 200 diaclasas y análisis estereográfico con el programa DIPS (ver fotografía 3).

Fotografía 3: Pared levantamiento diaclasa<sup>19</sup>

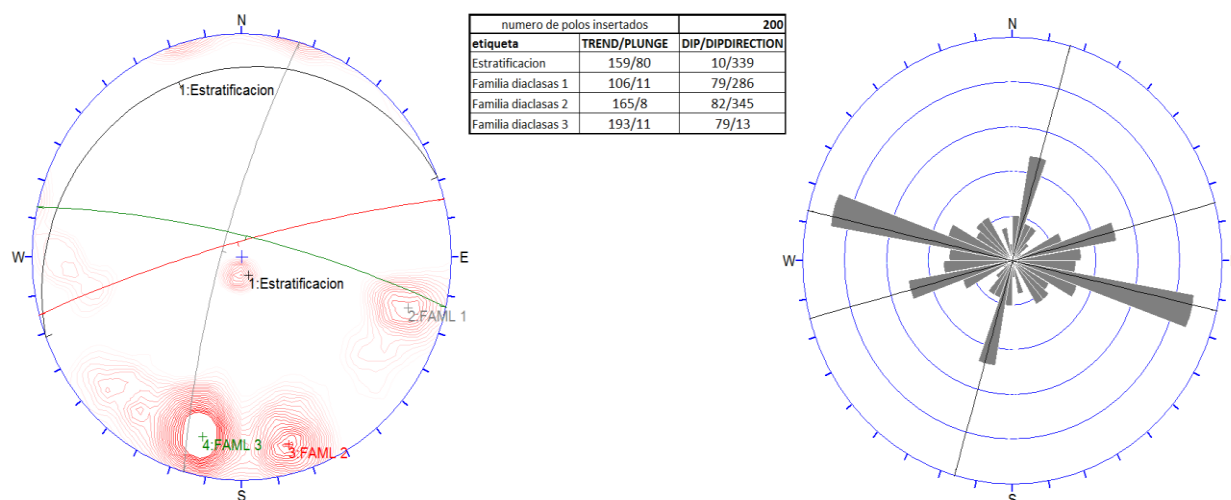


Fuente: Elaboración de los autores

<sup>19</sup> Análisis de coloratura, para incrementar el contraste de las diaclasas.

**3.2.1. Orientación:** La orientación similar de diferentes discontinuidades sistemáticas genera una familia. Esta orientación queda definida en el espacio por su dirección de buzamiento y buzamiento. Se determinó tres familias de diaclasas con dirección de buzamiento y una estratificación.

Figura 2: Diagrama de Contornos y Roseta de Orientación<sup>20</sup>



Fuente: Elaboración de los autores

**3.2.2. Espaciado:** El espaciado o distancia entre los planos de discontinuidad de la misma familia condicionan el tamaño de los bloques de la matriz rocosa. En una longitud de 3 m se contaron 6 diaclasas, es decir, una separación promedio de 50 cm por lo cual se pueden describir como moderadamente juntas. Según los datos arrojados por DIPS, 127 polos, se encuentran con un espaciamento número III, Moderadamente juntas entre 20-60 cm en su espaciamiento.

**3.2.3. Rugosidad:** La rugosidad hace referencia tanto a la ondulación de las superficies de la discontinuidad, como a las irregularidades o rugosidades a pequeña escala de los planos. En las discontinuidades estudiadas se presentaron dos descripciones: ondulada rugosa (IV) y ondulada lisa (V).

**3.2.4. Abertura:** La abertura es la distancia perpendicular que separa las paredes de la discontinuidad cuando no existe relleno, se observaron aberturas tipo (IV) Abierta (0,5 – 2,5mm) y Tipo (V) Moderadamente ancha (2,5-10mm).

**3.2.5. Relleno:** El material que se encuentra rellenando algunas diaclasas de la zona de estudio es arcilla la cual presenta poca meteorización y no se encontró evidencia de filtraciones.

<sup>20</sup>Rocscience Inc. 2002 DIPS.

**3.2.6 Índice de calidad de la roca (RQD):** La descripción de la fracturación a partir de datos de afloramiento puede referirse al número de familias de discontinuidades y al tamaño de los bloques. El Cálculo de RQD a partir de la fórmula:

$$RQD = 115 - 3.3J_v$$

En la zona de estudio no se contó con un testigo con recuperación de núcleo para realizar el rqd lineal, se procedió a realizarlo en diferentes puntos de control y obtenerlo de manera volumétrica (ver cuadro 8):

Cuadro 8: Conteo de fracturas en 1 m<sup>3</sup>

Bloque	Numero De Fracturas
Control 1	11
Control 2	10
Control 3	12
Control 4	15
Control 5	12
Control 6	11
Control 7	13
Control 8	10
<b>Promedio</b>	<b>11,78</b>

Fuente: Elaboración de los autores

Por lo tanto utilizando la formula y el número de fracturas promedio tenemos:

$$RQD = 115 - 3,3 (11,78) = 76,225\%$$

De acuerdo al valor encontrado podemos concluir que la calidad de la roca es buena

### 3.3. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA RMR.

Desarrollada por Bieniawski en 1973 (actualizada en 1989), constituye un sistema de clasificación de macizos rocosos que permite relacionar índices de calidad con parámetros geotécnicos del macizo. Tiene en cuenta parámetros gemecánicos como<sup>21</sup>:

- Resistencia uniaxial de la matriz rocosa
- Grado de facturación en términos del RQD
- Espaciado de las discontinuidades
- Condiciones de las discontinuidades
- Condiciones hidrogeológicas

<sup>21</sup> Gonzales de Vallejo, INGENIERIA GEOLOGICA, PEARSON, Madrid 2002, pag 233.



La incidencia de estos parámetros en el comportamiento geomecánico de un macizo se expresa por medio del **índice de calidad RMR**, rock mass rating, varia de 0 a 100.

Según la cuadro 9 de parámetros de clasificación RMR se obtuvo la siguiente puntuación:

Cuadro 9: clasificación RMR

Parámetros	Valores	Puntuación
Resistencia De La Matriz Rocosa	53,32(Mpa)	7
RQD	76,225 %	8
Separación De Discontinuidades	0,2-0,6	15
Estado De Discontinuidades	0,5 – 2,5mm	10
Agua Freática		10
Puntuación Total Parcial		50
Corrección Orientación De Discontinuidades		-5
Puntuación Total		45

Fuente: Elaboración de los autores

De acuerdo con la puntuación final obtenida para la clasificación RMR la roca se clasifica en Clase III con una calidad regular , cohesión de 200 a 300 Kpa y un de fricción entre 25° y 35°

## 4. ANÁLISIS Y SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.

### 4.1. ALTERNATIVA DE EXPLOTACION A CIELO ABIERTO

Se han denominado PROYECTO MINERO A CIELO ABIERTO LOS DIAMANTES, Al interpretar la geología local del sector, Se ha proyectado una extracción racional de 4000 Toneladas/Mes de caliza a rajón, este material es adecuado para la industria cementera y siderúrgica.

**4.1.1. Factores a tener en cuenta para la explotación a Cielo Abierto:** Para proyectar una mina a cielo abierto, se deben tener en cuenta parámetros como la geometría, geotecnia, operatividad y medio ambiente descritos a continuación:

- ✓ **Geométricos.** Está función de la estructura y morfológica del yacimiento, la pendiente del terreno, límites de propiedad, etc. Para el proyecto se limita por el polígono delimitado por las Coordenadas indicadas (Tabla 1: Identificación Y Localización Del Área)
- ✓ **Geotécnicos.** Depende de los ángulos máximos estables de los taludes en cada uno de los dominios estructurales en que se halla dividido el yacimiento. Para el Proyecto se establecen los Taludes con ángulos entre 45 para terrenos semiconsistentes y 70 grados para terrenos Consistentes, para el caso del presente estudio se manejan taludes de 70°
- ✓ **Operativos.** La maquinaria que se emplea debe trabajar en condiciones adecuadas para mayor eficiencia y seguridad, por esto las dimensiones deben ser las necesarias para este objetivo: alturas de banco de 5 m, pistas de 8 m, etc
- ✓ **Medio - ambientales.** Permiten la restauración de terrenos, reducción de impactos paisajísticos y reducción de los diferentes impactos ambientales que se presentan durante la explotación.

La terminología empleada en explotaciones a cielo abierto define los parámetros geométricos que configuran el diseño de la explotación.

### 4.2. ELECCION DEL METODO DE EXPLOTACION

#### 4.2.1. Ventajas de las minas a Cielo Abierto<sup>22</sup>

- ✓ Mejor recuperación del volumen de mineral explotable.
- ✓ Planificación más flexible a medida que progresa el banco.
- ✓ Los niveles de riesgo en el trabajo disminuyen
- ✓ La mecanización no tiene límite en cuanto a dimensiones de los equipos.

---

<sup>22</sup> HERRERA J., Métodos de minera a cielo abierto, Universidad Politécnica De Madrid, 2006, cap. 4, pág. 4

- ✓ El esfuerzo físico de los trabajadores es menor.
- ✓ La productividad es más alta.
- ✓ Los tonelajes por cada voladura son mucho mayores.
- ✓ Los problemas de ventilación prácticamente no existen.
- ✓ Los costes por tonelada movida son más Bajo

#### **4.2.2. Desventajas de la mina a Cielo Abierto**

- ✓ Las inversiones en equipos son cuantiosas y las cargas financieras son altas.
- ✓ El equipo es más sofisticado y necesita una mano de obra más calificada.
- ✓ Los agentes atmosféricos naturales tienen un fuerte impacto (lluvia, sol, niebla).
- ✓ Los frentes de trabajo deben estar mejor organizados.
- ✓ Se generan importantes impactos en el entorno que deben ser corregidos.

#### **4.2.3. Problemática a resolver**

Algunos de los problemas específicos que una explotación por el método superficial puede plantear son:

- ✓ La definición del mineral y su separación a partir de una ley mínima de corte.
- ✓ La existencia de minerales marginales que habrán de almacenarse.
- ✓ La estabilidad de grandes taludes y vertederos.
- ✓ Las relaciones de estéril a mineral

Todos esos graves problemas, cuya solución ha dado lugar a la aparición de técnicas y maquinaria para su aplicación en este método y conseguir reducir los costos que implica la mayor profundización, tan especiales como:

- ✓ Importante esfuerzo de la planificación y de la investigación geológica minera.
- ✓ Evaluación dinámica de las reservas de mineral.
- ✓ Perforación de barrenos con grandes diámetros.
- ✓ Desarrollo y perfeccionamiento de la ejecución de grandes voladuras.
- ✓ Empleo de grandes excavadoras eléctricas e hidráulicas
- ✓ Profusión del empleo de plantas móviles de trituración para poder emplear un transporte por cintas de gran capacidad y continuidad en fuertes pendientes.
- ✓ Maquinaria auxiliar de gran tamaño para el mantenimiento de la mina, de instalaciones o de la maquinaria.
- ✓ Control y seguimiento permanente de la estabilidad de bancos y taludes. Drenajes y desagües de grandes caudales de líquidos.
- ✓ Iluminación nocturna de los lugares de trabajo.

**4.2.4 Producción esperada de la Mina:** Se cuenta con una necesidad de producción de 1.000 m<sup>3</sup>/mes a 2.000 m<sup>3</sup>/mes según los estudios de mercado realizados por la titular del contrato. Para efectos del presente contrato, se recomienda una producción promedia de 1.500 m<sup>3</sup>/mes y de esta forma se logra

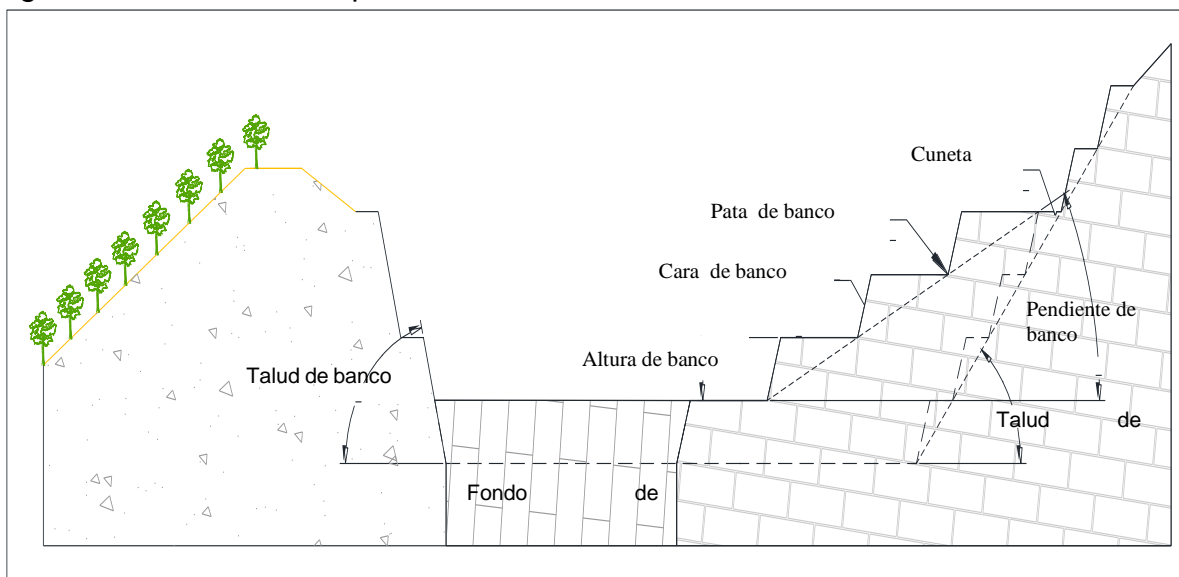
una mediana rentabilidad del proyecto. Para la explotación se tienen en cuenta las siguientes actividades:

**Remoción, cargue, transporte y adecuación de estériles.** se realiza las actividades de remoción, cargue, transporte, adecuación de estériles y conformación de botadero, en forma programada sistemáticamente y mediante la supervisión directa del Ingeniero en Minas.

#### 4.3. SISTEMA DE EXPLOTACIÓN PROYECTADO PARA LA CONFORMACION DE BANCOS

En la elección del método de explotación para este tipo de yacimientos intervienen fundamentalmente las características geográficas, estructurales y geológicas del yacimiento, más específicamente la continuidad, forma del yacimiento y caracterización del material. El método de explotación debe satisfacer las características del yacimiento anteriormente citadas y orientarse bajo los criterios geomecánicos del macizo, en el cual se desarrollan una serie de terrazas y bermas para permitir el ascenso de volquetas y maquinaria de extracción. Los principales parámetros que se deben tener en cuenta en el diseño de las explotaciones de cantera con la finalidad de garantizar su operatividad en condiciones de seguridad y respeto del medio ambiente, son los que se esquematizan (ver figura 3).

Figura 3: Diseño de la Explotación a Cielo Abierto



Fuente: Elaboración de los autores

Los efectos ambientales producida por la actividad minera puede disminuirse si se tiene en cuenta algunos principios claves que guían el buen diseño minero en concordancia con la explotación racional y la sostenibilidad ambiental. Entre éstos, e independiente del método de explotación y restauración, cabrían indicar:

- Orientar la explotación a fin de minimizar el impacto ambiental.
- Seleccionar y diseñar pantallas visuales destinadas a procurar el enmascaramiento de la explotación, en la medida de lo posible aprovechando los propios recursos naturales.
- Definir las alturas máximas de los taludes resultantes de la explotación en función de los materiales extraídos, para evitar riesgos por movimientos en masa o desprendimientos, y facilitar la recuperación de las pendientes.
- Seleccionar correctamente los sitios de depósito y almacenamiento de materiales para facilitar la recuperación.
- Realizar, en la medida de lo posible, un modelo de extracción y recuperación progresiva.
- Optar por diseños de explotación de tal forma que no contaminen ni interrumpen las fuentes de agua, tanto superficiales como subterráneas.
- Definir una zona de amortiguación entre el sitio de explotación y la comunidad vecina.

Un modelo de explotación que tenga presente estos principios, no sólo es acertado sino que está a medio camino en la restauración y posterior uso del terreno explotado.

#### **4.4. SISTEMAS DE EXPLOTACIÓN.**

Se pretende buscar un método de explotación adecuado para extraer un segmento de las reservas existentes en el área del contrato, este método tiene que cumplir con unos requerimientos tales como: seguridad técnica aplicable y económicamente rentable, de otro lado se establecerán las labores de preparación a realizar dentro del término del proyecto y con base en este se elegirán los equipos y herramientas a utilizar durante la vida útil del proyecto sistema de descargue de frentes, beneficio, infraestructura, etc.

La elección del método de explotación a aplicar depende de las características geológicas, geomecánicas y físicas del yacimiento, requerimientos de productividad, equipos disponibles y necesidades de producción para suplir la demanda en el Mercado.

##### **4.4.1. Análisis del Sistema de Explotación**

Teniendo en cuenta las características estructurales, geológicas topográficas y límites de concesión el sistema de explotación será a Cielo Abierto luego se descarta la posibilidad de implantar un sistema de explotación en bajo tierra o un método mixto.

#### 4.4.2. Criterios Para La Selección Del Método De Explotación

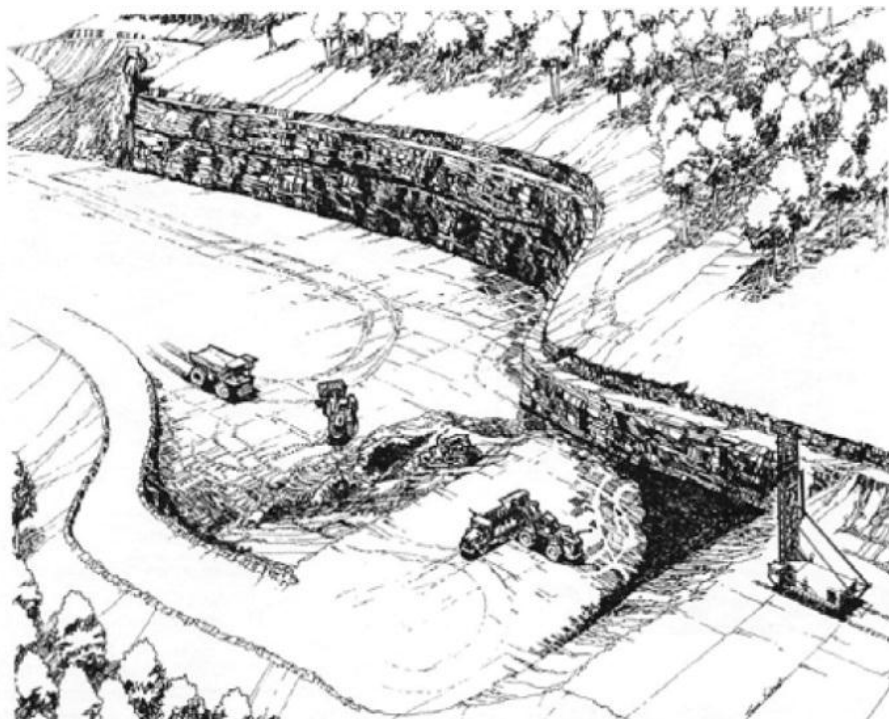
El yacimiento objeto del presente proyecto se trata de un yacimiento sedimentario calcáreo. En la elección del método de explotación para este tipo de yacimientos intervienen fundamentalmente las características geográficas, estructurales y geológicas del yacimiento, más específicamente la continuidad, forma del yacimiento y caracterización del material.

El método de explotación debe satisfacer las características del yacimiento anteriormente citadas y orientarse bajo los criterios geomecánicos del macizo, seleccionando el método que garantice la explotación segura y racional y económicamente rentable del proyecto.

Además, la secuencia estratigráfica y las diferentes calidades de carbonato de calcio entre cada estrato, esto ayuda a seleccionar una división entre los mismos, por consiguiente es necesario diseñar un banqueo múltiple si se pretenden controlar la calidad de cada banco de caliza.

Con base en lo anteriormente expuesto se concluye que el sistema a emplear es superficial BANCO MÚLTIPLE DESCENDENTES.

Figura 4: Método de Explotación Banco Múltiple Descendentes.<sup>23</sup>



Fuente: HERRERA J. Métodos de minera a cielo abierto

<sup>23</sup> Tomado de : HERRERA J., Métodos de minera a cielo abierto, Universidad Politécnica De Madrid, 2006, cap.1, pág. 7

#### **4.5. VENTAJAS Y DESVENTAJAS DEL BANCO MÚLTIPLE DESCENDENTES**

Se puede ver que aunque el espesor del yacimiento permite la implementación de un banco múltiple, además es posible que las condiciones mecánicas ofrezcan las mejores garantías para el personal y la maquinaria involucrada en la explotación, debido a la estabilidad generada en el yacimiento al realizarse el arranque del mineral por un sistema mecánico.

El método de BANCOS DESCENDENTES, es posible aplicarlo para en la parte baja del yacimiento, esto abarcaría la totalidad del área de explotación.

Para el sistema NIVELES CON BANCOS DESCENDENTES el manejo de factores críticos como la disponibilidad mecánica de la maquinaria, la variación en la calidad del mineral, el grado de dilución del mismo y el clima, nos permite descentralizar las operaciones mineras y contar con varios sectores y niveles de explotación con el fin de poder controlar estos aspectos sin que la afectación en la producción tenga tanta relevancia.

De esta manera obtenemos mayores condiciones de seguridad y zonas de trabajo facilitando las labores de restauración de los terrenos afectados desconcentrando las labores de un solo frente, atacando al yacimiento en varios frentes de explotación al cual corresponde cada nivel de explotación

Por otro lado las condiciones geométricas de la maquinaria a utilizar, permiten un mejor desempeño de la misma por la relación entre la altura del talud y la longitud máxima en avance y altitud del brazo de la excavadora.

## 5. DISEÑO DEL METODO DE EXPLOTACION

### 5.1. PLAN MINERO.

En el presente diseño minero se grafica en los planos de desarrollo y preparación, la elección del método de explotación a aplicar depende de las características geológicas, geomecánicas y físicas del yacimiento, requerimientos de productividad, equipos disponibles y necesidades de producción para suplir la demanda en el Mercado, donde se evaluará la producción a los 5 años posteriores del presente estudio. Toda empresa minera está obligada a diseñar anualmente sus estudios y diseños de planeamiento, analizando los resultados alcanzados y los que no se pudieron cumplir, determinando las causas del incumplimiento con el fin de corregirlas para el futuro.

Todo trabajo minero requiere un análisis previo de los elementos que entran a formar parte en la presentación de un planeamiento minero donde se describen los objetivos a tener en cuenta y cada una de las labores mineras con sus correspondientes cálculos, ciclos, recursos materiales y mano de obra aplicados en los trabajos que se desarrollaran. También se describen los servicios a la mina; como drenajes, línea eléctrica remoción y apilamiento de suelos, transporte.

### 5.2. INFRAESTRUCTURA.

**5.2.1 Vías:** Es necesario realizar un mejoramiento a las existentes, para que permitan el acceso a cada patio de acopio. Estas vías se constituyen en el soporte de la accesibilidad a la evacuación del mineral del área<sup>24</sup>.

Se tiene en cuenta la expresión matemática:

$$A = a \times (0,5 + 1,5 \times n)$$

$$A = 2,5 \times (0,5 + 1,5 \times 2) = \mathbf{8,75 \text{ m}}$$

A = ancho de la vía

a = ancho del vehículo (2,5 m)

n = número de carriles.

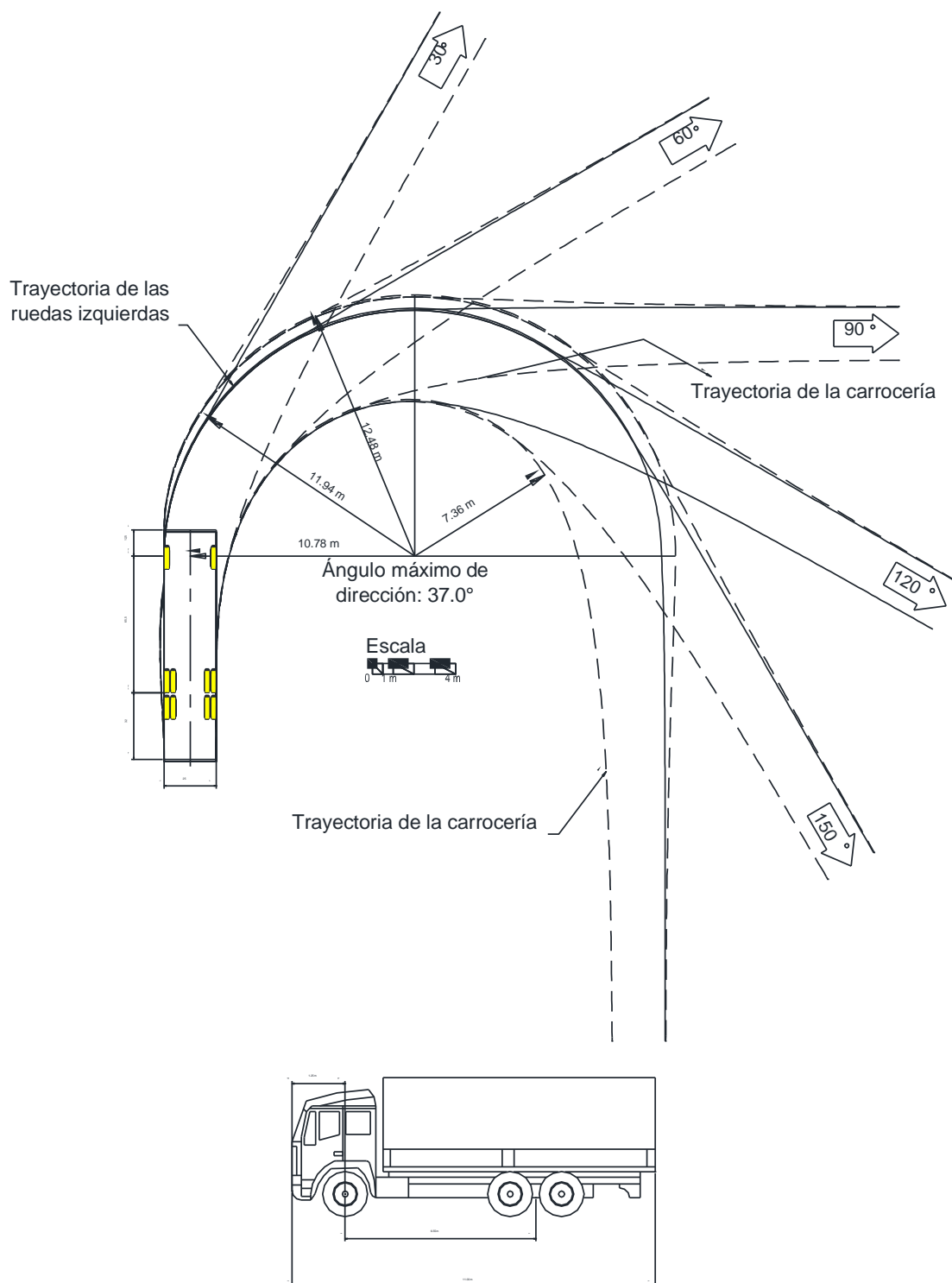
**Curvas:** Para el diseño de las curvas y teniendo en cuenta la topografía del terreno se calculó un radio mínimo de 16 m en curvas cerradas con un peralte del 5%, y en curvas suaves con un peralte del 3%. (Véase figura 5.)

---

<sup>24</sup> INVIAS, manual de diseño geométrico de carreteras 2008.



Figura 5: Diseño radios de curvatura para vías de transporte pesado<sup>25</sup>



Fuente: Invias, Camión geometría S3

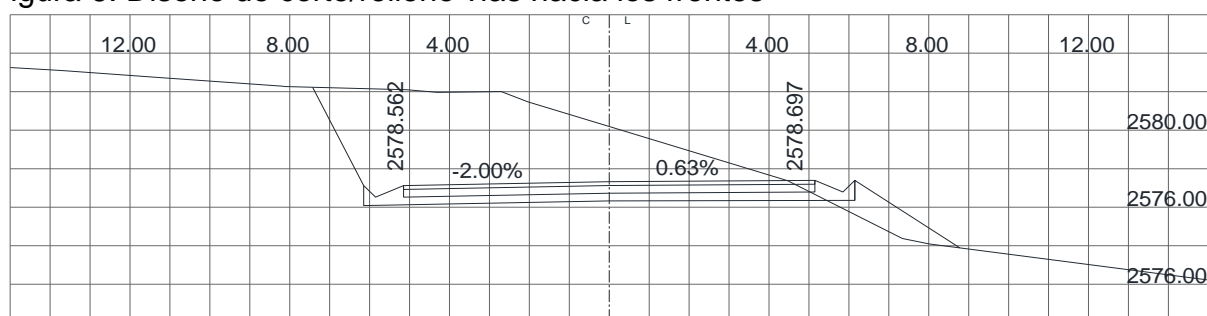
<sup>25</sup> INVIAS, manual de diseño geométrico de carreteras 2008,. Camión geometría S3.

**5.2.2 Vías de acceso a los frentes de explotación:** Es necesario realizar un diseño óptimo que permitan el acceso a cada frente de acopio. Estas vías se constituyen en el soporte de la accesibilidad a la evacuación del mineral del área.

Su apertura inicial será mínimo de 8 m sumando el ancho de la cuneta de 0,4 m y una pendiente del 2%, hacia el talud con el objeto de darle dirección a las aguas lluvia, para ser dirigidas hacia las cunetas de la vía principal.

Para el diseño de vías de frente es necesario un peralte del 2%, hacia la cuneta y 0,6 %, hacia la cara del talud inferior

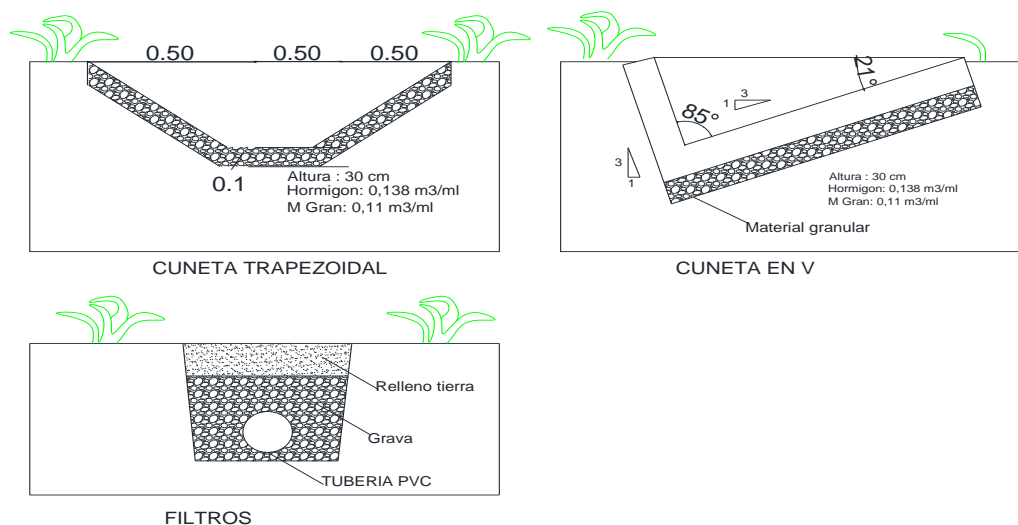
Figura 6: Diseño de corte/relleno vías hacia los frentes



Fuente: Elaboración de los autores

**5.2.3. Desagües Superficie:** Por el efecto desestabilizador que posee el agua, que es además el principal medio de transporte de material particulado en suspensión, se diseña un sistema de drenaje eficaz a partir de la pluviosidad de la zona y las propiedades de los materiales. En el área estudiada se presenta un gran número de pequeños drenajes naturales, estos están constituidos por una serie de zanjas de caudal intermitente.

Figura 7: Diseño de canales para desagües superficiales.



Fuente: Elaboración de los autores

**5.2.3.1. Diseño de drenajes:** Con el fin de prevenir la erosión hídrica, se proponen las siguientes obras como etapa de preparación, mientras se llega a la disposición final y se construyen las obras definitivas para el manejo de aguas superficiales.

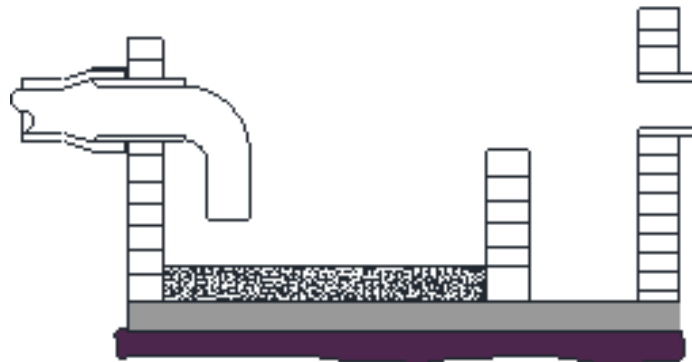
- **Zanjas de corona.** Diseñada para conducir las escorrentías provenientes de la parte alta hacia los cauces o drenajes naturales, trazadas a lo largo de los límites norte del título minero, con ancho y profundidad de acuerdo al cucharón de la retroexcavadora.

- **Cunetas en Berma:** El manejo de aguas en los frentes de explotación, drenando hacia la cuneta perimetral. Estas cunetas deben ser del tipo Canales en V, (ver figura 7)

- **Canales perimetrales:** Estos reciben las aguas de las cunetas en las bermas y las conducen a los sedimentadores o desarenadores, para luego llevarlas a una piscina de infiltración. (Ver figura 7)

- **Desarenador parte baja:** Son las últimas estructuras que se disponen en la cadena de erosión. Sus funciones son las de retener la aguas durante un periodo suficiente que permita clarificarlas al decantarse los sólidos que arrastran en suspensión y posibilitar el almacenamiento de éstos hasta que se realice la limpieza de dichas estructuras.

Figura 8: Manejo de lodos y material precipitado.



Fuente: Elaboración de los autores

## 5.3. MINADO

**5.3.1. Sistemas de explotación:** El proyecto pretende buscar un sistema de explotación adecuado para extraer parte de las reservas existentes en el área del contrato, dicho método de explotación tiene que ser seguro técnicamente aplicable y económicamente rentable, para determinar la ubicación del límite final óptimo del pit, se ha utilizado un procedimiento de programación dinámica de dos dimensiones, que fue desarrollado por Lerchs y Grossman en el año 1965<sup>26</sup>, Esta es una técnica precisa para definir el límite del pit en una sección transversal de dos dimensiones, por medio de la cual es posible lograr el mayor beneficio posible, además de identificar una adecuada secuencia de minado.

<sup>26</sup> Lerchs, H., y Grossmann, I.F., 1965, "Optimum design of open pit mines" Instituto Canadiense de Minería, Boletín 58, Enero 1965, pag 47-54.

**5.3.2. Clasificación de técnicas:** Y. C. Kim (1978) clasificó las técnicas de optimización que estaban disponibles en ese tiempo como “rigurosas” o “heurísticas”. A la luz de los nuevos desarrollos que han sido hechos en esta área desde ese tiempo es útil aclarar y expandir estas definiciones como sigue:

**Rigurosa:** Término aplicado a los algoritmos que, dado suficiente tiempo, encontrará siempre la solución “óptima” al problema para los datos y restricciones suministradas, y para los cuales se ha desarrollado una prueba óptima.

**Heurística:** Término aplicado a técnicas que (i) trabajan en casi todos los casos pero carecen de rigurosas pruebas matemáticas optimas de sus soluciones (i.e. no son “rigurosas”), (ii) sólo encontrarán una solución aproximada al problema (el cual puede o no puede estar cerca al óptimo “real”).

**Estocástica:** Término aplicado a técnicas que basan su análisis en muestreo probabilístico del rango de soluciones posibles.

**Estática:** Término aplicado al análisis que descuidan los efectos del tiempo, (i.e. ellos siguen principios de descuento financiero y pueden incorporar los efectos del precio del mineral, costos de producción y capacidades de equipos que varían en el tiempo).

**Dinámica:** Término aplicado al análisis que permite usar el efecto del tiempo.

El algoritmo de Lerchs-Grossmann puede ser descrito como **riguroso y estático**, mientras que un algoritmo genético el cual incluye efectos de descuento financiero puede ser descrito como dinámico, estocástico heurístico.

**5.3.1.1. Análisis del Sistema de Explotación:** Para el planteamiento de soluciones, se propone una programación dinámica, que es otra de las técnicas de la investigación de operaciones que ofrece grandes ventajas en la solución de múltiples problemas, del mundo industrial moderno.

Puede definirse como una técnica matemática de optimización usada para hacer una serie de decisiones Inter.-relacionadas. Normalmente un proceso de decisión es transformado en una serie de procesos de decisión constituidos cada una por una sola etapa.

En otras palabras “La programación dinámica comienza con una pequeña porción del problema planteado y encuentra la solución óptima para esta pequeña porción luego gradualmente se ensancha el problema encontrado la solución óptima para la etapa presente partiendo de la anterior, hasta que el problema original sea totalmente resuelto”<sup>27</sup>.

---

<sup>27</sup> Jay C. Dotson, Reliability Engineering And Its Application In Mining. Pensilvania: Mineral Industries Experiment Station Special Publication, 1966.

**5.3.1.2 Método de explotación:** El método de explotación debe satisfacer las características del yacimiento anteriormente citadas y orientarse bajo los criterios geomecánicos del macizo, seleccionando el método que garantice la explotación segura y racional y económicamente rentable del proyecto.

Con base en lo anteriormente expuesto se concluye que el sistema a emplear es un banqueo descendente, con secuencia de explotación sugerida mediante algoritmos de Lerchs – Grossmann. Donde a programación dinámica, es otra de las técnicas de la investigación de operaciones que ofrece grandes ventajas en la solución de múltiples problemas, del mundo industrial moderno.

Puede definirse como una técnica matemática de optimización usada para formar una serie de decisiones Interrelacionadas. Regularmente un proceso con varias etapas decisivas es transformado en un proceso de decisión, constituido por una sola etapa.

**5.3.1.3 El método bidimensional de Lerchs-Grossman:** Este método permite diseñar, en una corte transversal, la geometría del pit que ayudara a arrojar la máxima utilidad neta y la secuencia de explotación adecuada para dicha utilidad. El método resulta atractivo por cuanto elimina los procesos de prueba y error de diseñar manualmente el tajo en cada una de las secciones.

Al igual que el método manual, el método de Lerchs-Grossman<sup>28</sup> diseña el tajo en un corte transversal. Los resultados pueden continuar siendo transferidos a una plano de plantas del tajo y ser suavizados y revisados en forma manual. Aún cuando el pit es óptimo en cada una de las secciones, es probable que el pit final resultante del proceso de refinado no lo sea. El primer paso es dividir la sección transversal del pit en bloques. Se selecciona el tamaño del bloque para obtener una altura equivalente a la del banco, y se selecciona un grosor del bloque de tal forma como para que la línea diagonal resultante a través de los bloques, genere el ángulo de la pendiente total deseada, como se indica en la Figura 9.

$$P_{xy} = M_{xy} + \max. (Px + ky - 1)$$

Donde

$K = -1, 0, 1$

$M_{xy}$  = representa el beneficio obtenido para extraer una sola columna de bloques con el bloque xy en su base.

$P_{xy}$  =es el beneficio máximo que pueden generar columnas 1 hasta y dentro de un pit que contiene el bloque xy en su límite.

Este método se puede ilustrar mejor por medio de un ejemplo. En la tabla 7, los valores económicos del bloque ( $V_{xy}$ ), han sido asignados a una sección transversal.

---

<sup>28</sup> Jeroen van Eldert „Stochastic Open Pit Design with a Network Flow Algorithm: Application at Escondida Norte, Chile Thesis M. Sc. TUDelft, June 2010

Tabla 7: Sección Transversal del Yacimiento, en base a las calidades de los bancos.

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	
1	1,00																													
2	89,72	89,72																												
3	84,05	84,05	84,05																											
4	91,80	91,80	91,80																											
5	86,24	86,42	86,42	86,42																									1,00	
6	81,56	81,56	81,56	81,56	81,56																							1,00	1,00	
7	91,21	91,21	91,21	91,21	91,21	91,21								83,87	84,58	84,58	84,58										1,00	1,00		
8	83,87	83,87	83,87	83,87	83,87	83,87	83,87							84,58	84,58	84,58	86,74	86,74	86,74	86,74	86,74	81,02					1,00	1,00	1,00	
9	84,58	84,58	84,58	84,58	84,58	84,58	84,58	84,58	84,58	84,58	86,74	86,74	86,74	86,74	81,02	81,02	81,02	81,02	81,02	81,02	81,23	81,23	1,00			1,00	1,00	1,00		
10	86,74	86,74	86,74	86,74	86,74	86,74	86,74	86,74	86,74	86,74	81,02	81,02	81,02	81,02	81,02	81,23	81,23	81,23	81,23	81,23	85,43	1,00	86,42	86,98	91,80	1,00	1,00			
11	81,02	81,02	81,02	81,02	81,02	81,02	81,02	81,02	81,02	81,02	81,23	81,23	81,23	81,23	81,23	85,43	85,43	85,43	85,43	85,43	91,39	1,00	86,42	86,98	91,80	1,00				
12	81,23	81,23	81,23	81,23	81,23	81,23	81,23	81,23	81,23	81,23	85,43	85,43	85,43	85,43	85,43	91,39	91,39	91,39	91,39	91,08	1,00	86,42	86,98	91,80	1,00					
13	85,43	85,43	85,43	85,43	85,43	85,43	85,43	85,43	85,43	85,43	91,39	91,39	91,39	91,39	91,08	91,08	91,08	91,08	91,08	92,53	1,00	86,98	91,80							
14																														

Fuente: Elaboración de los autores

**V<sub>xy</sub>**: el bloque V<sub>xy</sub> se transforma en calidad en base a una unidad representativa económicamente, con valores positivos a ingresos y negativos a egresos, definida acorde a la siguiente tabla.

Cuadro 10: Parámetros de conversión a unidad V<sub>xy</sub>, en el modelo lerch-grossman

mineral	Costo producción cubicación 5x5x5	Costo venta cubicación 5x5x5	Ganancia	Factor reducción calidad	de por	Unidad
Caliza	3'900.000	5'200.000	1'300.000	85		1,1
estéril	3'900.000	0	-3'900.000	0		-3,9

Fuente: Elaboración de los autores

Tabla 8: Sección Transversal del yacimiento, en base a las Calidades De Los bancos transformados a V<sub>xy</sub>

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29
1	-3,90																												
2	1,17	1,17																											
3	1,09	1,09	1,09																										
4		1,19	1,19																										
5		1,12	1,12	1,12																									-3,90
6			1,06	1,06	1,06																							-3,90	-3,90
7			1,19	1,19	1,19	1,19								1,09	1,10	1,10	1,10										-3,90	-3,90	
8				1,09	1,09	1,09	1,09					1,10	1,10	1,10	1,13	1,13	1,13	1,13	1,13							-3,90	-3,90		
9				1,10	1,10	1,10	1,10	1,10	1,13	1,13	1,13	1,13	1,13	1,05	1,05	1,05	1,05	1,05	1,05	1,06	1,06	-3,90			-3,90	-3,90	-3,90		
10				1,13	1,13	1,13	1,13	1,13	1,05	1,05	1,05	1,05	1,05	1,05	1,06	1,06	1,06	1,06	1,06	1,06	1,11	-3,90	1,12	1,13	1,19	-3,90	-3,90		
11				1,05	1,05	1,05	1,05	1,05	1,06	1,06	1,06	1,06	1,06	1,06	1,11	1,11	1,11	1,11	1,11	1,19	-3,90	1,12	1,13	1,19	-3,90				
12					1,06	1,06	1,06	1,06	1,06	1,06	1,11	1,11	1,11	1,11	1,11	1,19	1,19	1,19	1,19	1,18	-3,90	1,12	1,13	1,19	-3,90				
14						1,11	1,11	1,11	1,11	1,11	1,19	1,19	1,19	1,19	1,18	1,18	1,18	1,18	1,18	1,20	-3,90	1,13	1,19						
15																													

Fuente: Elaboración de los autores

Estos valores corresponden simplemente al valor acumulativo de los valores económicos de todos los bloques situados exactamente arriba de la misma columna, tal como se muestra en tabla 18

Tabla 9: Valores acumulativos de M xy

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29
1	-3,90																												
2	-2,73	1,17																											
3	-1,64	2,26	1,09																										
4		3,45	2,29																										
5		4,58	3,41	1,12																									
6			4,47	2,18	1,06																								
7			5,66	3,37	2,25	1,19																							
8				4,46	3,34	2,28	1,09																						
9				5,56	4,44	3,38	2,19	1,10	1,10	1,10	1,10																		
10					5,56	4,50	3,32	2,23	2,26	2,18	3,28	3,28	3,32	3,28	3,28	2,18	2,18	1,06	1,06	-3,90									
11					6,61	5,56	4,37	3,28	3,31	3,24	4,34	4,34	5,43	5,39	5,45	5,45	4,35	4,35	3,22	3,35	-11,70	2,25	2,26	2,39	-11,70				
12						6,61	5,43	4,34	4,36	4,29	5,45	5,45	6,54	6,50	6,56	6,64	5,54	5,54	4,41	4,54	-15,60	3,37	3,39	3,58	-15,60				
14							6,54	5,45	5,48	5,40	6,56	6,64	7,73	7,69	7,75	7,82	6,72	6,72	5,59	5,72	-14,40	-0,53	4,52	4,77					
15																													

Fuente: Elaboración de los autores

Por lo tanto, Mxy para el bloque en donde  $x = 3$ ,  $y = 7$ , (M 4, 8), es la suma de los valores de bloque para los bloques  $x = 3$ ,  $y = 1, 2, 3, 4, 5, 6, 7$ . En la tabla 8.

$$(M\ 3,7) = 0 + 0 + 1,09 + 1,19 + 1,12 + 1,06 + 1,19 = 5,66.$$

El último paso, como se muestra en la tabla 10, es calcular los valores de la matriz de beneficio de Pij. Estos valores, corresponden al beneficio neto.

Tabla 10: Ingreso máximo (P xy) para un pit con el bloque xy en su límite derecho

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	
1	-3,9																													
2	1,2	2,3																												
3	1,1	2,3	3,4																											
4		2,3	3,5																											
5		1,1	3,4	4,6																										
6			2,2	4,5	5,7																									
7			1,2	3,4	5,7	6,8								13,5	14,6	15,8	18,0											12,1	8,2	
8				2,3	4,5	6,7	7,9						12,4	13,5	13,5	15,8	16,9	18,1	19,2	20,3	20,3							16,0	12,1	8,2
9					1,1	3,4	5,6	7,8	9,0	10,2	11,3	12,4	13,5	14,7	15,7	16,9	18,0	19,1	20,2	21,5	22,7	19,0						19,9	16,0	
10						2,2	4,5	6,7	9,0	10,2	11,2	12,3	13,5	14,6	15,7	16,8	18,0	19,2	20,4	21,6	22,9	19,1	20,2	21,4	27,7	23,8	19,9			
11							1,1	3,3	5,6	7,7	10,0	11,2	12,3	13,4	14,5	15,7	16,9	18,1	19,4	20,6	21,8	23,0	19,1	20,2	26,5	27,7	23,8			
12								2,1	4,3	6,6	8,8	11,1	12,3	13,4	14,6	15,8	17,0	18,3	19,5	20,6	21,8	23,0	19,1	25,3	26,5	27,7	23,8			
14									3,2	5,4	7,7	9,9	12,2	13,5	14,7	15,9	17,1	18,3	19,5	20,6	21,8	23,0	24,2	20,3	26,5	27,7				
15																														

Fuente: Elaboración de los autores

Para determinar el valor de la matriz de beneficio de cualquier bloque en particular, el valor acumulativo de la columna para ese bloque ( $M_{xy}$ ), es sumado al valor de beneficio ( $P_{xy}$ ) para un bloque en la columna más próxima a la izquierda. Para cualquier bloque en particular, se darán tres alternativas: el bloque ubicado diagonalmente arriba a la izquierda, el bloque ubicado transversalmente a la izquierda, y el bloque ubicado diagonalmente abajo a la izquierda. De estas tres alternativas, se selecciona el bloque con valor máximo positivo. Se agregan las mejores alternativas para todos aquellos bloques que son extraídos, para obtener el valor de beneficio para el bloque que se está evaluando. Los valores de  $P_{xy}$  en cada bloque, representan el beneficio a generar si ese bloque se encuentra sobre el límite final del pit a la derecha, y todos los bloques situados arriba y a la izquierda son extraídos de manera óptima.

Dado que ningún bloque sobre el límite puede tener otro sobre él mismo por razones de diseño de pendientes, observamos a lo largo del límite superior para el bloque indicando el mayor beneficio.

Los valores de la matriz de beneficio, actúan como indicadores de la alternativa correcta de expansión del pit en todos los puntos. Si se encuentra una situación en que las dos opciones de expansión indican el mismo beneficio, entonces ambas rutas alcanzan el mismo valor. Bajo esta situación, al seleccionar la alternativa que extrae el material adicional, aumentará la recuperación total del recurso natural sin tener ningún efecto en el flujo de caja, y la política de la compañía determinará la alternativa en este caso. La técnica de Lerchs Grossman es un procedimiento matemáticamente correcto y posee ventajas evidentes respecto de los primeros métodos de aproximación utilizados por la industria antes del advenimiento computacional en la planificación y diseño de minas aunque existen investigaciones similares por Johnson, TB (1968).<sup>29</sup>

En particular, se observa el valor de todos los bloques dentro del modelo, no sólo a lo largo del límite. Sin duda, el método descrito anteriormente, tiene las desventajas como de cualquier sistema de dos dimensiones, sin embargo, y por lo general, es posible implementar el sistema de Lerchs Grossman de manera tridimensional.

**5.3.1.4. Diseño de Bancos:** A continuación se define y justifica la selección de las dimensiones de cada uno de los parámetros geométricos que configuran el diseño de bancos (Ver Figura 9), de acuerdo con una serie de consideraciones prácticas.

- **Altura del banco (H):** Se ha seleccionado una altura de banco de 10 m, teniendo en cuenta.

- **Maquinaria para el arranque:** El arranque se lleva a cabo empleando el sistema de extracción mecánica por medio de retroexcavadoras para el caso particular se utilizara la Hitachi zaxis 200.

---

<sup>29</sup> Johnson, TB (1968) Optimum open pit mine production scheduling. PhD Thesis, Department of EOR, University of California, Berkeley, CA.

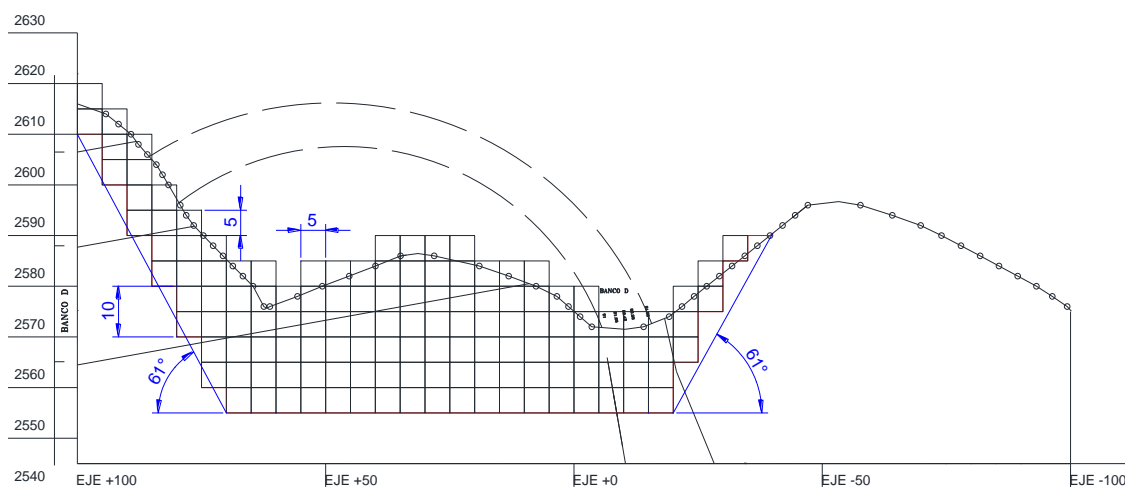


- **Geometría del diseño:** Se ha proyectado la división en bancos de 10m de altura, con sub-banqueo de 5 metros; La explotación de cada nivel es independiente. Con el método de explotación por niveles con banco descendente y adicional al sub-banqueo se hace una división superior e inferior del mismo a 2,5 m, para facilitar la operación con barrenas de 2,8 m.

- **Mecanismo de rotura:** Ante el evidente riesgo de que se presente una rotura por vuelco, es recomendable tener en cuenta en el diseño de bancos la selección de una altura no muy pronunciada de banco, ya que limitando la altura del talud podría evitarse la rotura; Los 10 m constituyen una altura de banco buena, con lo cual no prevé una posible falla por este mecanismo, adicionalmente se cuenta con un Angulo de talud de trabajo de  $63^\circ$ , contrarrestando la posibilidad la posibilidad de rotura por vuelco.

- **Ancho del banco (A):** Se ha seleccionado un ancho de banco de 10 m, teniendo en cuenta la sumatoria de los siguientes parámetros (Figura 10), dando como resultado 0,8 m de cuneta y 9,2 m en ancho de vía.

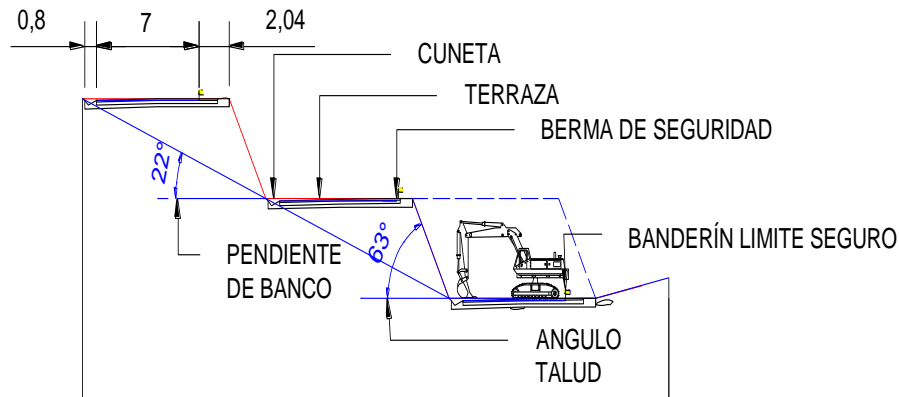
Figura 9: Diseño límites de cantera minable



Fuente: Elaboración de los autores

- **Berma de seguridad:** Es un área de seguridad que limita al banco hacia la parte que se encuentra expuesta. Se emplea en minería a cielo abierto y en la construcción de vías con el objetivo de prevenir cualquier tipo de caída de la maquinaria o del personal al precipicio. Teniendo en cuenta las elevadas cotas de trabajo, se ha seleccionado una berma de seguridad de 2 m. Ancho de la vía. Debe ser necesaria para la circulación del equipo de transporte y el acceso de los equipos de arranque y cargue hasta el frente. Dos carriles son necesarios, la retroexcavadora tiene un ancho de 3,0 m, las volquetas pequeñas de 3,2 m y un cargador de 2,5 m en promedio. La vía para el acceso a los bancos (de preparación, tendrá ancho efectivo de 7 m, (que en la práctica, sumado con la berma de seguridad serían 10 m).

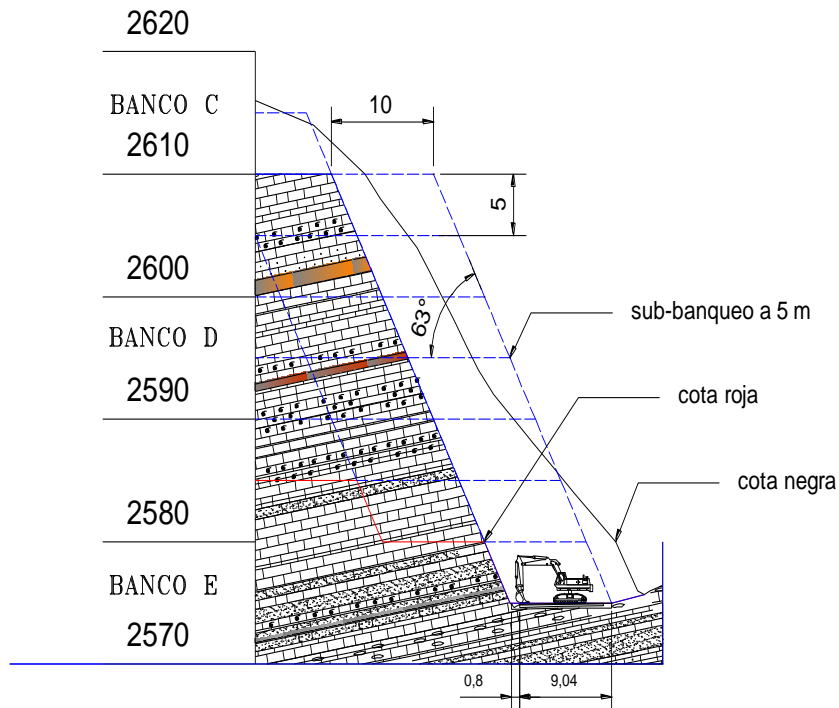
Figura 10: Diseño de terraza, bermas y cuneta en banco de explotación.



Fuente: Elaboración de los autores

Las actividades de cargue deben realizarse con comodidad; El equipo de cargue deberá tener una longitud de 4,0 m y opera con un ángulo de giro de 90°. Por tanto se seleccionó una dimensión de la terraza de 7 m + 2 m de berma de seguridad, la cual es suficiente.

Figura 11: Diseño de explotación hacia el talud final



Fuente: Elaboración de los autores

- **Ángulo de la cara del banco:** Es el ángulo de operación en el arranque, que se forma entre la línea de máxima pendiente del banco y un plano horizontal; Se ha seleccionado un ángulo de la cara del banco de 22°, teniendo en cuenta

- **Talud de banco:** En la selección se tuvo en cuenta las características geomecánicas del yacimiento que lo clasifican como un macizo de calidad muy buena y que conducen a que actualmente el ángulo de la cara del banco alcance en algunos sectores los  $70^\circ$  de inclinación, con buenos resultados de estabilidad, a pesar de la gran altura del talud.

- **Maquinaria de arranque y cargue:** Con la Hitachi zaxis 200 es muy factible aplicar el modelo de  $60^\circ$  de inclinación, debido a que la altura máxima de corte del equipo está por encima de la altura de banco seleccionada. El cargue a las volquetas se realizara con cargador frontal.

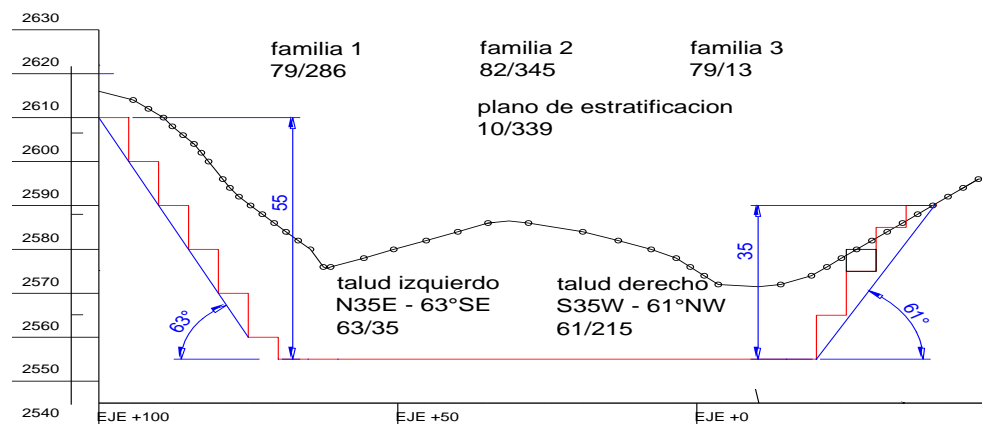
- **Talud de trabajo:** Se refiere a la pendiente de un sistema de bancos escalonados; Es el ángulo entre la línea que une los pies de los bancos y un plano horizontal

**5.3.2. Calculo de la estabilidad:** La estabilidad de bancos depende de la relación que existe entre su configuración geométrica y una serie de factores geológicos y geomecánicos propios del yacimiento, tales como:

- Heterogeneidad litológica
- Geomorfología y estructura
- Caracteres de las discontinuidades
- Propiedades físicas y mecánicas de las rocas
- Resistencia al corte
- Planos de rotura presentes
- Características hidrogeológicas

**5.3.2.1. Análisis de mecanismo de fallas<sup>30</sup>:** Se ha proyectado un corte de cajón final para la cantera de acuerdo al siguiente esquema, ver figura 12:

Figura 12: Análisis de mecanismo de falla



Fuente: Elaboración de los autores

<sup>30</sup> Duncan C Wyllie and Cristopher W Mah (2004). Rock Slope Engineering civil and mining. Chapter 2. Structural geology and data interpretation.

La estabilidad de bancos se mide en función del cálculo factor de seguridad F, es la relación que existe entre el conjunto de fuerzas resistentes propias del macizo rocoso y los mecanismos desestabilizadores que provocan la inestabilidad del banco, a través de: el desprendimiento y/o deslizamiento de bloques o columnas y el colapso parcial o total del talud.

De acuerdo a la información de campo tenemos los siguientes datos: Análisis presentado para el **talud izquierdo**, con una altura final de 55 metros, un Angulo final de talud de 63° y dirección del buzamiento N 35° E

Tabla 11: Análisis mecanismo de falla planar talud izquierdo

mecanismo de falla:		<i>falla planar</i>		63/35	
talud izquierdo:			$\beta = 63$	$\phi = 30$	
estructura	dip ( $\alpha$ )	dip direction	$\beta > \alpha$	$\alpha > \phi$	tol 20° → 83° < tol <43°
estratificación	10	339	ok	no	no
1	79	286	no	ok	no
2	82	345	no	ok	no
3	79	13	no	ok	no

Fuente: Elaboración de los autores

Tabla 12: Análisis mecanismo falla por volcamiento talud izquierdo

mecanismo de falla:		<i>por volcamiento</i>		63/35	
talud izquierdo:			$\beta = 63$	$\phi = 30$	
estructura	dip ( $\alpha$ )	dip direction	$\beta > 65$ y $\alpha > \phi$	tol 30° 65° < tol <05°	
estratificación	10	339	No	ok	
1	79	286	No	no	
2	82	345	No	no	
3	79	13	No	no	

Fuente: Elaboración de los autores

Tabla 13: Análisis mecanismo de falla en cuña talud izquierdo

mecanismo de falla:		<i>en cuña</i>		63/35					
talud izquierdo:			$\beta = 63$	$\phi = 30$					
estructura	dip	dip direction	Plano a talud	cuña	$\alpha$	dirección	$\beta > \alpha$	$\alpha > \phi$	tol 20° 55° < tol <15
estratificación	10	339	no						
1	79	286	ok	fam1, fam 3: 1	75	331	no	ok	no
2	82	345	ok	fam2, fam1 : 2	70	305	no	ok	no
3	79	13	ok	fam2, fam3 : 3	78	32	no	ok	no

Fuente: Elaboración de los autores

De lo anterior se concluye la no posibilidad de falla un en el diseño del talud izquierdo, a razón de la bajo buzamiento de la estratificación y la poca pendiente del talud final.

Tabla 14: Análisis mecanismo de falla planar talud derecho

mecanismo de falla:		<i>falla planar</i>		61/215	
talud derecho:			$\beta = 61$	$\phi = 30$	
estructura	dip ( $\alpha$ )	dip direction	$\beta > \alpha$	$\alpha > \phi$	tol 20° → 235° < tol <195°
estratificación	10	339	ok	no	no
1	79	286	no	ok	no
2	82	345	no	ok	no
3	79	13	no	ok	no

Fuente: Elaboración de los autores

Tabla 15: Análisis mecanismo de falla por volcamiento talud derecho

mecanismo de falla:	<i>por volcamiento</i>		61/215	
talud derecho:			$\beta = 61$	$\phi = 30$
Estructura	dip ( $\alpha$ )	dip direction	$\beta > 65$ y $\alpha > \phi$	tol $30^\circ \rightarrow 245^\circ < \text{tol} < 185^\circ$
Estratificación	10	339	no	no
1	79	286	no	no
2	82	345	no	no
3	79	13	no	no

Fuente: Elaboración de los autores

Tabla 16: Análisis mecanismo de falla en cuña talud derecho

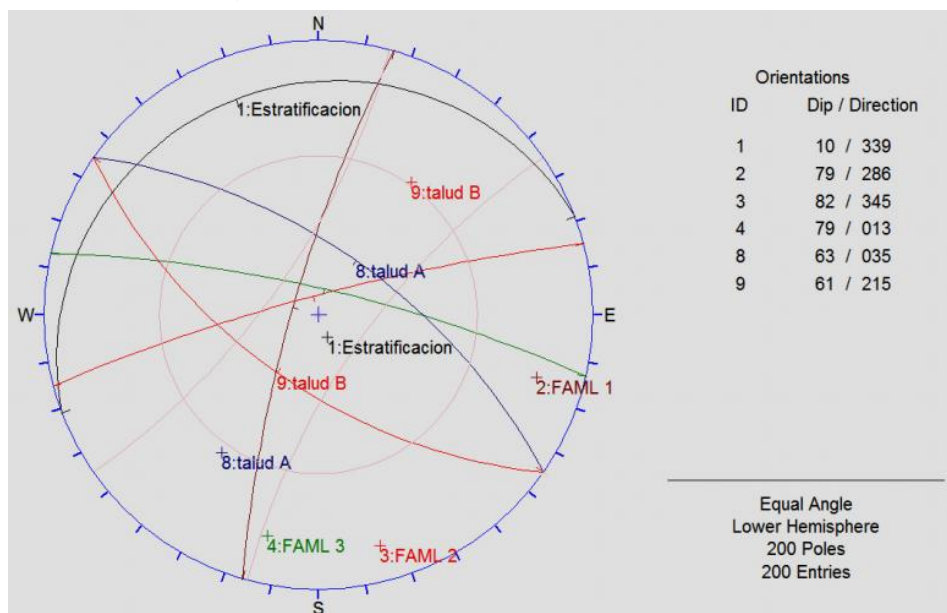
mecanismo de falla:		en cuña				61/215			
talud derecho:			$\beta = 63$		$\phi = 30$				
Estructura	dip	dip direction	plano a talud	cuña	$\alpha$	dirección	$\beta > \alpha$	$\alpha > \phi$	tol 20° 235°<tol <195°
Estratificación	10	339	no						
1	79	286	ok	fam1,fam 3: 1	75	331	no	ok	no
2	82	345	ok	fam2, fam1 : 2	70	305	no	ok	no
3	79	13	ok	fam2, fam3 : 3	78	32	no	ok	no

Fuente: Elaboración de los autores

De lo anterior se concluye la no posibilidad de falla en el diseño del talud derecho, a razón del bajo buzamiento de la estratificación y la poca pendiente del talud final.

Análisis presentado para el **talud derecho**, con una altura final de 35 metros, un Angulo final de talud de  $61^\circ$  y dirección del buzamiento S  $35^\circ$ W.

Figura 13: Análisis estereográfico para taludes en cuña<sup>31</sup>.

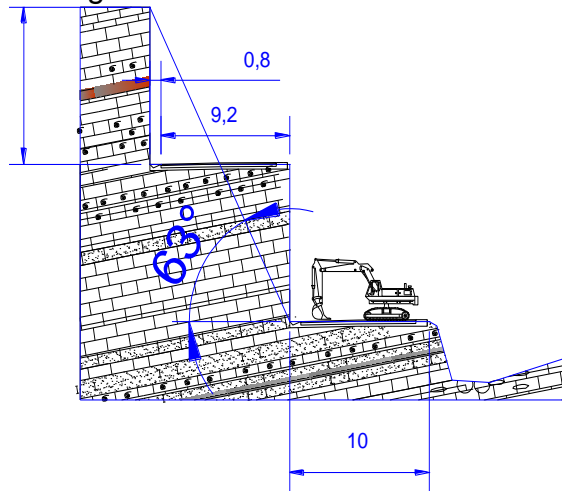


Fuente: Elaboración de los autores

<sup>31</sup> Espitia J. Estabilidad De Taludes- Apuntes de clase-Capitulo II – 2008- I.pdf

- **Angulo de talud final:** Este es el principal parámetro para el diseño de la pared final de explotación, con los análisis de estabilidad se demuestra que se utilizara un ángulo de 63° y la pared final ofrece aceptables condiciones de trabajo.

Figura 14: Angulo de talud final



Fuente: Elaboración de los autores

## 5.4. CÁLCULO Y RENDIMIENTO DE MAQUINARIA

El cálculo de rendimiento de la maquinaria pretende establecer la producción por hora de los costos horarios de propiedad y de operación de maquinaria involucrada en el cargue y transporte<sup>32</sup> del material crudo presente en el bloque de explotación. El estudio se realizará a las volquetas y retroexcavadoras dada la importancia que presentan en la explotación y considerando la numerosa existencia de otros equipos que no presentarían ningún inconveniente en su rendimiento.

**5.4.1. Producción por hora:** Este ítem hace referencia a la producción en tonelada y metros cúbicos (en banco) por hora de cada equipo utilizado para el cargue y transporte del material.

$$P = E * \left( \frac{IH}{C} \right)$$

Dónde:

P= Producción en m<sup>3</sup>/h ó Ton / h

E= Eficiencia de trabajo en min/hr

I = Factor de contracción en banco

H= Capacidad colmada de la maquinaria (m<sup>3</sup> o ton)

C= Tiempo de ciclo de la maquinaria (minutos)

Es necesario tener un conocimiento amplio de cada uno de los factores que intervienen en el cálculo de la producción, obteniendo de ésta manera un resultado real y acorde a la situación de cada equipo analizado.

<sup>32</sup> NOVITZKI, Alejandro. Transporte y extracción en minería a cielo abierto. 2ª edición. Buenos Aires. 1966.

**5.4.2. Eficiencia Horaria (E):** Generalmente, la maquinaria utilizada en el proceso minero no trabaja al 100% durante una hora de producción, debido a demoras inevitables tales como mantenimiento mecánico, descanso de operarios, traslado al sitio de trabajo, entre otros. Las pérdidas en mención y las variaciones de la carga se constituyen en una pieza clave para determinar el rendimiento real de la maquinaria; para tal efecto es necesario implementar un elemento de eficiencia en minutos por hora, denominado eficiencia horaria. (ver cuadro 11).

Cuadro 11: Eficiencia horaria equipos mina los diamantes

Equipos	Eficiencia horaria
Retroexcavadora Hitachi zaxis 200	50 minutos
Volqueta doble troque kenworth t 800	50 minutos
Volqueta Dodge 600	50 minutos
Compresor kaeser m57	50 minutos

Fuente: Elaboración de los autores

**5.4.3. Contracción en Banco (I):** El material arrancado sufre una expansión debido a la tumefacción a y a la irregularidad de las rocas obtenidas a través del arranque. Lo anterior sugiere que se realice un cálculo real de las toneladas y metros cúbicos del material crudo y estériles manejados; para tal efecto es necesaria la utilización del factor de contracción, el cual permite determinar la cantidad de material en banco o in-situ removido y transportado. El factor de contracción (I) es de 0.32.

**5.4.4. Capacidad colmada de la maquinaria (H):** Hace referencia a las especificaciones de trabajo de cada equipo, referidos puntualmente a la capacidad de la cuchara, del balde de la retroexcavadora y del platón de las volquetas (ver cuadro 12).

Cuadro 12: Capacidad colmada maquinaria

Equipos	Eficiencia horaria
Retroexcavadora Hitachi zaxis 200	2,08 ton – 0,8 m <sup>3</sup>
Volqueta dobletroque kenworth t 800	18 ton – 18 m <sup>3</sup>
Volqueta Dodge 600	10 ton – 3,84m <sup>3</sup>

Fuente: Elaboración de los autores

**5.4.5. Tiempo de ciclos (C):** Es el lapso de tiempo expresado en minutos durante el cual una maquina carga y descarga el material (retroexcavadoras), o recibe la carga, la transporta al lugar de vaciado y regresa al sitio de cargue nuevamente (volquetas).

Cuadro 13: Tiempos retroexcavadora hitachi

Retroexcavadora Hitachi zaxis 200	Tiempo (minutos)
Tiempo de cargue	0,16
Tiempo de giro cargada	0,13
Tiempo de descargue	0,08
Tiempo de giro vacía	0,11
Tiempo por demoras	0,22
Tiempo total del ciclo	0,70 = 1min 10 seg

Fuente: Elaboración de los autores

**Cuadro 14: Tiempos volqueta Dodge**

Volqueta Dodge 600	Tiempo (minutos)
Tiempo de transporte vacío	5 min
Tiempo de transporte cargado	7 min
Tiempo de llenado del camión	6 min
Tiempo de descargue	1 min
Tiempo de maniobras	1 min
Eficiencia de la maquina	80%
Tiempo total del ciclo	24 min

Fuente: Elaboración de los autores

**Cuadro 15: Tiempos doble troque Kenworth**

Volqueta kenworth t 800	Tiempo (minutos)
Tiempo de transporte vacío	17 min
Tiempo de transporte cargado	23 min
Tiempo de llenado del camión	6 min
Tiempo de descargue	1 min
Tiempo de maniobras	1 min
Eficiencia de la maquina	80%
Tiempo total del ciclo	58 min

Fuente: Elaboración de los autores

**Cuadro 16: Producción hora**

Equipos	E (min/hora)	I	H (ton)	C (mln)	P(m³/h)	P (Ton/h)
Hitachi zaxis 200	50	0,32	2,08	1,16		28,6
kenworth t 800	50	0,32	18	58		13,18
Dodge 600	50	0,32	10	5,16		82,3

Fuente: Elaboración de los autores

#### **5.4.6. Requerimientos de Maquinaria y Equipo.**

##### **5.4.6.1. Calculo del N° de Volquetas Requeridas:**

**Cuadro 17: Calculo número de volquetas**

Producción promedio	5330 ton
Capacidad volqueta	18 ton
Número de ciclos de transporte mes	296
Número de ciclos días	13
Tiempo efectivo de transporte producción	754 minutos
Tiempo efectivo de transporte volqueta / día	406 minutos
<b>Número de volquetas</b>	<b>2</b>

Fuente: Elaboración de los autores

##### **5.4.6.2. Calculo del N° de Retroexcavadoras:**

**Cuadro 18: Calculo número de retroexcavadoras**

Producción promedio	2050 m³
Capacidad de Bucket	0,8 m³
Tiempo total del ciclo de la retroexcavadora	1,16 min
Numero de ciclos día	102,5
Capacidad de la Volqueta	10 m³
No de cucharadas	12,5
Producción requerida/día	85,41 m³
Producción requerida/hora	12,20 m³/h
Producción retroexcavadora/hora	55,68 m³/h
<b>Número de retroexcavadoras</b>	<b>1</b>

Fuente: Elaboración de los autores



## 5.5. LABORES DE DESARROLLO.

Entre ellas tenemos:

**-Vías:** La vía principal de acceso a la mina es la que conduce desde la ciudad de Sogamoso hasta el área del contrato se encuentra en buenas condiciones, con una longitud de 3 km, desde la aparte de riochiquito en Tibasosa.

**-Instalaciones:** actualmente no cuenta con oficinas dentro del área de contarto

**-Botaderos:** la vía hacia el botadero es una carreteables de 500 metros dentro del contrato de concesión, hacia la zona sur donde el plegamiento de la falla dificulta el acceso al yacimiento, aumentando la razón de explotación.

Durante la ejecución de esta fase, se llevara la reconformación de una vía, con un ancho de 12m, la cual una vez realizada se le hará el mantenimiento periódico, con el fin de garantizar su funcionalidad.

## 5.6 LABORES DE PREPARACIÓN.

Teniendo en cuenta que durante la etapa de preparación no se hará descapote, puesto que no existe ya que el material aflora naturalmente.

**5.6.1. Vías de Preparación:** Se plantea la construcción de vías de acceso perimetrales a los diferentes frentes, de estas vías se desprenderán vías menores las cuales formaran las terrazas y los frentes de explotación.

Además se avanzan rampas por la mineralización de material crudo con pendientes máximas del 13%.

## 5.7. DESMONTE

Es el retiro de la cobertura vegetal, para avanzar una vía de acceso o para realizar un corte de talud, la capa vegetal que se retira con maquinaria pesada deberá ser acumulada y almacenada para su posterior utilización en la revegetalización, o colocación de prado del terreno afectado. Para efectuar los diferentes cortes se necesitará intervenir un área aproximada de 18400 m<sup>2</sup>

**5.7.1 Descapote:** La capa vegetal en la zona de estudio es pobre; en los Suelos Clase VIII presentes en el área, tienen tantas y tan graves limitaciones para uso agronomico, que sólo se recomienda su uso para vida silvestre, recreación y preservación de cuencas, por esta razón se ha permitido la aplicación de minería.

## 5.8. LABORES DE EXPLOTACIÓN

Es la forma como se realizará la extracción del mineral, de acuerdo a las condiciones del yacimiento y sus características, de una manera técnica y económicamente

rentable. El sistema de explotación es a Cielo Abierto y el método a emplear es niveles con bancos descendentes

**5.8.1. Secuencia De Extracción:** Inicialmente se realizará la vía de acceso principal y adecuación de las vías existentes, posteriormente se procede a implementar el rediseño, donde de vienen las labores de perfilamiento de taludes y la secuencia de explotación acorde al Anexo F, donde se describen las actividades de remoción de estéril, explotación de mineral cementero, metalúrgico y triturado.

**5.8.1.1. Arranque:** El arranque es la operación de extracción de mineral y estéril, del área de explotación. Este depende de factores como el tipo de material, disposición del mismo y la topografía del terreno, entre otras. Para el descapote, este se realizará con la retroexcavadora y se llevará a unas zonas preestablecidas para depositar la capa vegetal, el arranque del material crudo en las bancos de explotación se realizará con la misma máquina.

**5.8.1.2. Cargue Y Transporte:** El material crudo arrancado en los frentes de desarrollo, preparación y explotación, es cargado directamente a camiones con una capacidad nominal de 7 a 18 toneladas mediante Retroexcavadora. De ahí el mineral es transportado directamente al botadero o a los centros de consumo y a empresas nacionales.

**5.8.1.3. Comercialización:** El mineral arrancado en su totalidad es comercializado directamente por el productor con empresas Industriales de la región en un alto porcentaje (100 %). Y el diseño presenta una característica especial, permitiendo un aumento y descenso en la producción de acuerdo a los requerimientos del mercado.

## **5.8.2 Infraestructura Necesaria Vías**

**5.8.2.1 Energía:** Actualmente no se cuenta con una red de suministro directa al área del contrato. Si es necesario un esquema productivo de beneficio en el momento de trituración, se recomienda la adquisición de una planta Diesel de 125 H.P. de Potencia, suficiente para su funcionamiento. Igualmente esta planta estará en capacidad de suministrar el consumo requerido para el campamento y talleres.

**5.8.2.2 Equipos:** Se emplearan equipos mecanizados propios para la explotación. El total de la maquinaria necesaria es:

- 1 Excavadoras Hitachi zaxis 200
- 2 Volqueta doble troque kenworth t 800
- 1 Compresor kaeser m57
- Motobomba diesel 4x4 20 Hp Alta Presion Centrifuga (recomendable adquirir).

## 5.9 PERFORACIÓN Y VOLADURA

La voladura es uno de los medios principales de extracción de minerales en las operaciones de minería a cielo abierto. El propósito principal de la operación de voladura es la fragmentación de la roca y para esto se requiere de una gran cantidad de explosivos.<sup>33</sup>

### 5.9.1. Variables de diseño de las voladuras

**5.9.1.1. Diámetro del barreno (D):** Es el diámetro con el que se construye el barreno de perforación, este depende principalmente del equipo que se emplea para su construcción<sup>34</sup>

**5.9.1.2 Inclinação de la perforación:** en la práctica lo habitual es utilizar inclinaciones no superiores a los 30°. Esto es debido a las características de los equipos de perforación, que en algunos casos, incluso aconsejan la perforación vertical, como sucede con los grandes equipos rotativos con rocas duras

**5.9.1.3 Dimensiones de la voladura:** Comprende el área superficial delimitada por el largo del frente y el ancho o profundidad del avance proyectado  $m^2$  por la altura de bando o de corte (H), en  $m^3$

Cuadro 19: Datos de la voladura

DATOS INICIALES			
Detalles	Unidad	Valor	Nomenclatura
Diámetro Del Barreno*	In	1 1/2	41
Densidad Del Indugel	g/cm3	320	0,85
Inclinación Del Barreno	grados	20	lb
Angulo De Talud	grados	63	aT
Largo Banco	M	12	Lb
Largo Banco Optimo	M	9,45	Lbp
Ancho Banco	M	6	Ab
Altura Banco	M	5	H

Densidad Explosivo	g/cm3	0,85	P
Densidad Del Anfo	g/cm3	0,85	
Potencia Relativa Volumen		100	stv
Peso Especifico Roca	ton/m3	2.6	sgr
Corrección Deposito		0,95	kd**
Coerción Estructuras		0,95	ks***
Corrección No Hilas		1	kr****

Nota: ver tabla

\* Correcciones diámetro  
 \*\* Corrección deposito  
 \*\*\* Coerción estructuras  
 \*\*\*\* Corrección No hilas

Fuente: Elaboración de los autores

<sup>33</sup> Ghasemi, E. Sari, M. Ataei, M. (2012). Development of an empirical model for predicting the effects of controllable lasting parameters on fl yrock distance in surface mines. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. Turkey.

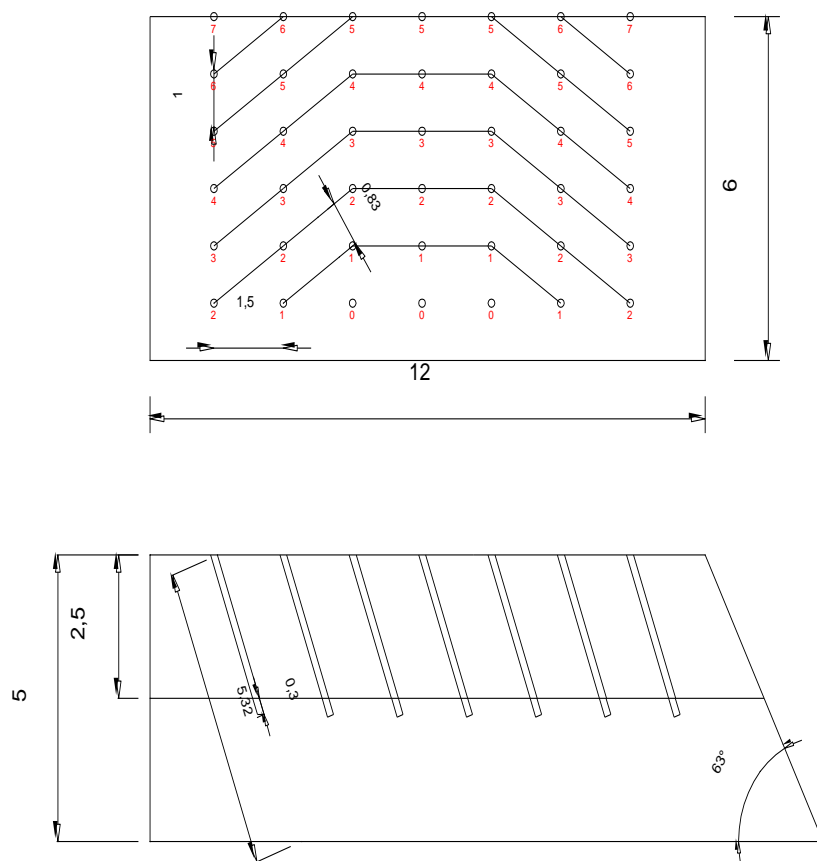
<sup>34</sup> Centro Tecnológico de Voladura EXSA S.A, (2009). Manual Práctico de Voladura, International Journals of Rock Mechanics & Mining Sciences.

Cuadro 20: Diseño malla de perforación

Pasar A Mm		1,6	in
Diámetro Barreno	d barreno	40,64	mm
Longitud De Barreno Inclinado	barreno	5,279	m
1. Burden	B1	1,107	m
1.1 Burden Corregido	Bc	0,1	m
2. Sobre Perforación	J	0,299	m
3. Longitud Barreno	L	5,299	m
4. Taco	T	0,699	m
5. Relación De Esbeltez	Re	5,004	
6. Espaciamiento	S	1,499	m
7. No Barrenos	No barrenos		
7.1	filas	8	8
7.2	hileras	6	6
Numero Barrenos		48	barrenos

Fuente: Elaboración de los autores

Figura 15: Esquema y perfil de perforación y voladura propuesto con sub banqueo



Fuente: Elaboración de los autores

## **6. PLAN DE MANEJO AMBIENTAL**

En el Plan de Manejo Ambiental se dan a conocer las estrategias, proyectos y actividades ambientales que serán implementadas en el desarrollo de las actividades extractivas dentro del área del Contrato en virtud de aporte 00904 - 15.

Mediante la implementación de las medidas que se plantean en las fichas ambientales, se garantiza la armonía entre el entorno socio ambiental y biofísico del área de influencia directa del proyecto. Los programas descritos a continuación están diseñados para prevenir, mitigar, corregir los impactos ambientales causados por el proyecto minero e identificado durante la evaluación ambiental, para implementar las medidas de manejo en cada uno de los componentes ambientales, físico, biótico, socioeconómico.

Es indispensable que todos los trabajadores, técnicos y operarios, ya sean internos o externos, conozcan y cumplan lo indicado en el presente plan de manejo ambiental para todas las actividades del proyecto.

### **6.1 IDENTIFICACIÓN Y EVALUACION DE IMPACTOS AMBIENTALES**

Este capítulo pretende analizar como las actividades que se presentan en la industria minera en relación con los elementos que constituyen el ambiente en el cual se encuentra la mina, cambian el modelo natural del área a intervenir; por lo anterior lo que se pretende es realizar de forma inicial, es la identificación de los elementos afectados y en segunda instancia evaluar los cambios de forma que se establezcan las actividades con mayor o menor alteración del medio en que se va a desarrollar.

La información obtenida durante la etapa del diagnóstico será la base fundamental para identificar y evaluar los impactos ambientales.

**6.1.1 Identificación De Impactos:** La identificación de los impactos se inicia con el reconocimiento de la interacción de las actividades del proyecto y las características ambientales identificadas en campo.

La condición de los problemas o efectos relativos al medio ambiente que pueden surgir durante el desarrollo de actividad minera pueden ser: pérdida total o parcial de un recurso, como un suelo productivo, la destrucción de una especie vegetal o animal, el deterioro del paisaje, inestabilidad, erosión, alteración de redes de drenaje, contaminación del agua superficial. Para llegar a conocer el origen y condición de los efectos, es conveniente trabajar de forma metodológica. En éste caso utilizaremos “matrices”, tablas de doble entrada, donde en un eje aparecen las actividades y operaciones mineras características, que se llevan a cabo en el proyecto y en el otro, las listas de chequeo de indicadores de posibles impactos.

#### 6.1.1.1 Aspectos Físicos:

##### Aire

- *Alteración por partículas.* Teniendo en cuenta las actividades, este incremento se puede presentar por diferentes labores relacionadas con la intervención del suelo y la actividad extractiva.
- *Alteración por gases.* Está directamente relacionada con la operación de los equipos dentro y fuera del área de incidencia directa del proyecto.
- *Ruido.* Está directamente relacionada con la operación de los equipos dentro y fuera del área de incidencia directa del proyecto.

##### Suelo

- *Erosión.* Es un proceso fácil de identificar y que puede mostrar su variación con el tiempo; está relacionado con diferentes actividades de la minería que se puede incrementar por sumatoria de procesos.
- *Generación de inestabilidad.* Puede ser un proceso frecuente en este tipo de actividades; sin embargo bajo procesos controlados y técnicamente soportados pueden desarrollarse sin ningún tipo de inconvenientes. Está relacionado con los procesos extractivos principalmente.
- *Modificación del paisaje.* Es una alteración inevitable dadas las características del proyecto, sin embargo se debe controlar su ejecución con el propósito de integrar el proyecto al ambiente. Este proceso se ve además por la disposición de materiales y por la generación de procesos de inestabilidad.

##### Agua

- *Cambio de Calidad.* Se ve afectada principalmente por el incremento de sedimentos por el proceso mismo de la actividad. Cambio en Cantidad. El uso de este recurso y la incidencia sobre el terreno pueden ser causas de su variación, sin embargo este proceso puede estar directamente relacionado con la variación climática de la zona.
- *Cambio de composición.* Está relacionado con la manipulación de muchos elementos del entorno y del proceso minero que inciden en el agua afectándolo positiva o negativamente, este último es el más frecuente.

##### Clima

- *Modificación al microclima.* Se presenta por el retiro de coberturas presentes en la zona, por la disposición de materiales en diferentes sectores o por la generación de procesos como resultado de actividades anti técnicas dentro del área del proyecto.
- *Intervención del drenaje.* Su alteración es el resultado de procesos no controlados por disposición de diferentes elementos sobre las zonas de influencia de quebradas o drenajes naturales.

### 6.1.1.2 Aspectos Bióticos

#### Flora.

- *Deforestación.* Proceso que se desarrolla por la intervención de zonas con cobertura vegetal, y que por razones propias de la actividad es necesario retirar para poder realizar el aprovechamiento de los recursos.
- *Pérdida de especies.* Actividades incontroladas de deforestación en donde nos se establece claramente qué tipo de vegetación existe en la zona puede ocasionar la pérdida de especies endémicas que por desconocimiento pueden ser retiradas.

#### Fauna

- *Alteración del Hábitat.* La intervención directa de la zona puede ocasionar daños en la estructura biótica y en especial en el estos procesos se deben ser debidamente controlados para disminuir su efecto sobre este aspecto.
- *Migración y Reducción.* Es un proceso que se da de forma secuencial y se debe ejercer especial control sobre las actividades que la ocasionan.

### 6.1.1.3 Aspecto Social

#### Salud

- *Calidad de vida.* La presencia de un proyecto ocasiona algunas mejoras o alteraciones en la condición de vida de los moradores cercanos al proyecto su incidencia se debe tener en cuenta pues hacen parte de la relación con el proyecto.
- *Riesgos ocupacionales.* Son los riesgos a que están sometidos la comunidad y los trabajadores al estar en interacción con el proyecto.

#### Económico

- *Generación de empleo.* Es un proceso positivo que se da en cada proceso minero que se inicie en cualquier zona.
- *Regalías.* Son el resultado del aprovechamiento de los recursos mineros; su uso apropiado trae consecuencias positivas a las zonas en donde se desarrollan este tipo de actividades.
- *Transporte.* Son las posibilidades generadas por la requerir equipos de transporte en el normal funcionamiento de proyecto y se recurre a comunidad afectada.

#### Conflicto

- *Generación de expectativas.* Es una consecuencia de la introducción de proyectos mineros; sin embargo procesos de relación con la comunidad facilitan que estas expectativas sean acorde a las generadas por el proyecto.
- *Ordenamiento urbano.* La construcción de vías así como la presencia de parque automotor en la zona son las causas que conllevan al cambio de las actividades normales que se desarrollan dentro de una comunidad.

De igual forma y extractando la información de la tabla de evaluación de impactos, vemos que el componente con mayor afectación corresponde al componente aire, seguido del paisaje y el de menor afectación el del agua.

Cuadro 21: Matriz de causa efecto de las actividades desarrolladas durante el proyecto minero

ETAPAS DEL PROYECTO		ACCIONES PROPUESTAS		PRELIMINAR			CONSTRUCCION										ANTENIMIENTO			ABANDONO			
				A. Gestion de tramites	B. Levantamiento topografico	C. Exploracion geologica	D. Movimiento de tierras	E. Movimiento y traslado de material	F. Construcion de vias	G. Obras de concreto	H. Descapote de material estéril	I. Perforacion de barrenos	J. Extraccion de mineral con explosivos	K. Cargue de caliza	L. Transporte	M. Seguridad trabajadores	N. Mantenimiento de equipos	O. Mantenimiento de botaderos	P. Perfilado de taludes	Q. Revegetacion del area	R. Desmonte de infraestructura	T. Limpieza de area	
A. CARACTERÍSTICAS FÍSICAS Y QUÍMICAS	ABIOTICOS	A. Agua	Calidad del agua				-1	-3	-1	-4	-2						-4	-3		5		5	-11
			Cambio de composicion			-4	-1	-8			-2							-5	5	-2		-5	6
			Alteracion por gases			-3	-1				-3	-5	-4					-1	-1				-24
	B. Aire	Alteracion por particulas			-3	-2	-1	-2	-5	-4	-5	-3	-2				-2	-3		-4			-36
		Ruido			-5	-2	-6		-4	-7	-6	-2	-3				-4						-39
		Erosion			-7	-2													-3	-2	-2	4	-10
	C. Suelo	Modificacion del paisaje			-8												-2			3	-3	3	-7
		inestabilidad			-8					-3													-11
		microclima			-2		-3	-3	-4											2	-4	2	-12
	D. Clima	Intervencion del drenaje			-2		-1			-1										1		-2	-4
		Deforestacion			-10		-3	-3															-16
		Perdida de especies			-6		-2	-1												3	-3	4	-5
	E. Flora	Reduccion y migracion			-7		-2	-2			-6									5			-12
		Alteracion del habitat			-5		-3	-5	-7	-5	-6	-5						-4	-3	1			-43
		Riesgos ocupacionales			-6	-3	3	-5															13
	F. Salud	Calidad de vida			-4																		
		Generacion de empleo	3	6	7	4		9	3	5	3	10	10	10	5	7	8	6	3	8	3	6	108
Transporte		3	6	7	4		8	7															
H. Economia	Regalias	8	4	6	6	3																	
	Ordenamiento urbano	-3			-2																		
	expectativas				-1																		
TOTAL CONDICIONES AMBIENTALES				8	9	11	-68	-9	-17	-11	-23	-16	-30	10	11	9	-1	31	11	-2	46	-5	16
EVALUACIONES		ECONOMIA		La generacion de empleo directo o indirecto a partir de la contratacion de equipos de transporte puede ser muy favorable para comunidad, circundante al area de explotacion.																			
		SUELO		La modificacion del paisaje es un problema, puede generar una perdida de vegetacion importante y fauna, pero se puede adecuar reforestado con plantas autoctoras, para atraer especies animales, que ubiquen migrado																			

Fuente: Elaboracion de los autores



**Cuadro 22: Valor de afectación por Componente**

<b>Componente</b>	<b>Valor de Afectación</b>
Cambio de Calidad	-11
Cambio de Composición	-16
Alteración por Gases	-24
Alteración por Partículas	-36
Ruido	-39
Erosión	-10
Modificación del Paisaje	-7
Generación de Inestabilidad	-11
Intervención al Drenaje	-4
Modificación del Microclima	-12
Deforestación	-16
Perdida de Especies	-5
Reducción y Migración	-12
Alteración del Habitad	-4
Riesgos Ocupacionales	-43
Calidad de Vida	13
Generación de Empleo	106
Transporte	84
Regalías	42
Ordenamiento Urbano	6
Generación de Expectativas	15

Fuente: Elaboracion de los autores

**Cuadro 23: Grado de afectación por actividad Minera**

<b>Actividad Minera</b>	<b>Grado De Afectación</b>
Gestión De Tramites	8
Levantamiento Topográfico	9
Exploración Geológica	11
Movimiento De Tierras	-76
Movimiento Y Traslado De Materiales	-9
Movimiento Y Traslado De Materiales	-17
Obras De Concreto	-11
Descapote De Material Estéril	-23
Perforación De Barrenos	-16
Extracción De Mineral Con Explosivos	-30
Cargue De Caliza	10
Transporte	11
Seguridad Trabajadores	9
Mantenimiento De Equipos	-1
Mantenimiento De Vías	31
Mantenimiento De Botaderos	11
Perfilado De Taludes	-2
Revegetación Del Área	46
Desmante De Infraestructura	-5
Limpieza De Área	52

Fuente: Elaboracion de los autores

## **6.1.2 Evaluación de impactos ambientales**

**6.1.2.1 Programas y fichas procedimentales:** La estructura del plan de manejo se realizó teniendo unos programas específicos para el manejo de cada componente y a su vez se tendrá en cuenta los lineamientos y directrices establecidos por el Ministerio de Ambiente, y el Ministerio de Minas y Energía, a través del capítulo CM7 “Manejo de Impactos Ambientales” de la “Guía Minero Ambiental para Explotación<sup>35</sup>” y estará organizado a través de fichas de manejo en las que se presenta las tecnologías, especificaciones técnicas, los requerimientos logísticos y de personal, programación de actividades y las responsabilidades de los actores involucrados en el proyecto. El contenido de cada una de las fichas se describe a continuación:

### **I. Programa de manejo de aguas**

CME- 07- 03. Manejo de Aguas Lluvia

CME- 07- 07. Manejo de Cuerpos de Agua

CME- 07- 12. Control de Erosión

CME- 07- 04. Manejo de Aguas Residuales Domésticas

### **II. Programa de control de emisiones**

CME- 07- 08. Manejo de Material Particulado y Gases

CME- 07- 09. Manejo de Ruido ESTUDIO DE IMPACTO AMBIENTAL - CME- 07-

10. Manejo de Combustibles

### **III. Programa manejo de Suelo**

CME- 07- 11. Manejo de Suelo

CME- 07- 15. Manejo de Estériles y Escombros

### **IV. Programa de manejo y disposición final de residuos sólidos**

CME- 07- 17. Manejo de Residuos Sólidos

### **V. Programa de manejo de vías**

CME- 07- 16. Manejo de Vías

### **VI. Programa de recuperación vegetal y de protección de ecosistemas acuáticos y terrestres.**

CME- 07- 18. Manejo de Fauna y Flora

CME- 07-.24. Manejo Paisajístico

### **VII. Programa de gestión social**

CME- 07- 19. Plan de Gestión Social

CME- 07- 20. Educación Ambiental

CME- 07- 22. Contratación de mano de obra

CME- 07- 23. Capacitación e implementación de seguridad industrial

CME- 07- 24. Señalización

---

<sup>35</sup> MINISTERIO DE MINAS Y ENERGÍA - MINISTERIO DEL MEDIO AMBIENTE, Guía Minero Ambiental De Explotación.

## **7. EVALUACION ECONOMICA DEL PROYECTO.**

Las inversiones a realizarse en el proyecto minero a cielo abierto mina los diamantes, correspondiente al contrato en virtud de aporte 00904-14, se ejecutarán con recursos propios de los titulares, recursos de crédito de entidades bancarias o mediante consecución de créditos de fomento y recursos de inversionistas asociados. Adicionalmente, se utilizarán en su mayor parte, las inversiones existentes como la infraestructura actual, equipos nuevos y usados.

### **7.1 RUBROS QUE COMPONEN LAS INVERSIONES**

Las inversiones a tener en cuenta para el desarrollo del proyecto se componen de:

**7.1.1 Inversiones existentes:** En el Anexo K, se describen las inversiones existentes, las cuales ascienden a \$774'049,000.00, cuantía representada vías de acceso al yacimiento terrenos propios, maquinaria como: volquetas doble troque, volqueta sencilla y retroexcavadora, así como compresor y equipo de perforación manual.

**7.1.2 Inversiones a realizar:** En el Anexo K. Análisis económico y financiero contrato en virtud de aporte 00904-14, se describen las inversiones a realizar, en cuanto a infraestructura, maquinaria e quipos, instalaciones e inversiones requeridas para el plan de manejo ambiental. La mina requiere de un monto de inversiones para el primer año de \$136'000.000, segundo año de \$34'000.000 tercer año de \$48'500.000, cuarto año 20'000.000 y quinto año 7'000.000.

### **7.2 COSTO OPERACIONAL ANUAL**

Para determinar los costos operacionales del proyecto año a año, se tuvo en cuenta los precios constantes del mercado de la región, en cuanto a insumos, dotaciones, salarios, combustibles, lubricantes, etc.

En el Anexo K, adjunto, se ven las cuantías en cuanto a la determinación de los costos operacionales año tanto variables como fijas en cuanto a: Herramientas, maquinaria, salarios y prestaciones, insumos, dotaciones, mantenimiento y gastos generales.

### **7.3 DEPRECIACION**

La depreciación, se puede ver en el Anexo K, adjunto, para su determinación se tuvo en cuenta el método de la línea recta e igualmente, se aplicó los tiempos reglamentarios siguientes:

Para Infraestructura el 2%

Para Maquinaria y equipo el 5%

Para Instalaciones el 3%

Para las inversiones existentes, se castiga con 20% adicional, por ser ya usada.

## **7.4 AMORTIZACION Y FINANCIACION**

Para que se pueda desarrollar el proyecto minero a cielo abierto mina los diamantes, perteneciente al contrato en virtud de aporte 00904-15, se requiere de un crédito bancario que los titulares sacarán utilizando la línea de crédito bancario ordinario, tenido en cuenta en la evaluación de costos financieros en las tablas del Anexo K, por un monto de \$315'150.000, con una tasa de interés del 21%

## **7.5 COSTOS TOTALES Y POR TONELADA EN PATIO DE MINA**

En el Anexo K, se aprecia el resumen de costos año a año del proyecto a igual que el costo por tonelada, registrando un costo promedio de \$10.195/ton, en patio de mina.

## **7.6 INGRESOS**

En el Anexo K, se determinan los ingresos año a año por ventas del mineral extraído y comercializado a un precio en patio de mina de \$12.000 para triturado, a \$15.900 tonelada de caliza cementera, y un costo de comercialización alrededor de \$150.000 tonelada, en planta de caliza metalúrgica, además de los ingresos provenientes del crédito bancario y recursos propios.

## **7.7 CAPITAL DE TRABAJO**

Para la determinación del capital de trabajo, se tuvo en cuenta los parámetros de Activo corriente y pasivo corriente. En la que el capital de trabajo es la diferencia del activo corriente y el pasivo corriente. También se incluyen los parámetros de días de cobertura y coeficiente de renovación para determinar los incrementos necesarios de capital de trabajo y ver en qué año ya no se requiere. Según los resultados del Anexo K, adjunto, se requiere en el año 1, un capital de trabajo de \$ 60'527.687

## **7.8 FLUJO DE CAJA DEL PROYECTO**

En el Anexo K, adjunto, se determina el flujo neto de caja anual a valor constante en los 5 años del proyecto. El flujo neto de caja nos muestra las márgenes de utilidad año a año del proyecto presentando cuantías positiva a partir del año 1 de \$ 151'108.354 y para el año 5, cuando se adquiere y se pone en marcha todas las inversiones mineras, el flujo de caja es de \$ 482'206.185 con estos resultados, el proyecto desde el inicio, es viable y presenta cierto grado de riesgo, en inversiones iniciales.

## **7.9 RELACION BENEFICIO/ COSTO**

En el Anexo K se ve el comportamiento año a año del índice correspondiente a la relación Ingresos sobre los costos totales del proyecto. Según los resultados, el proyecto en el primer año tiene un índice igual a 1,32, haciendo el proyecto

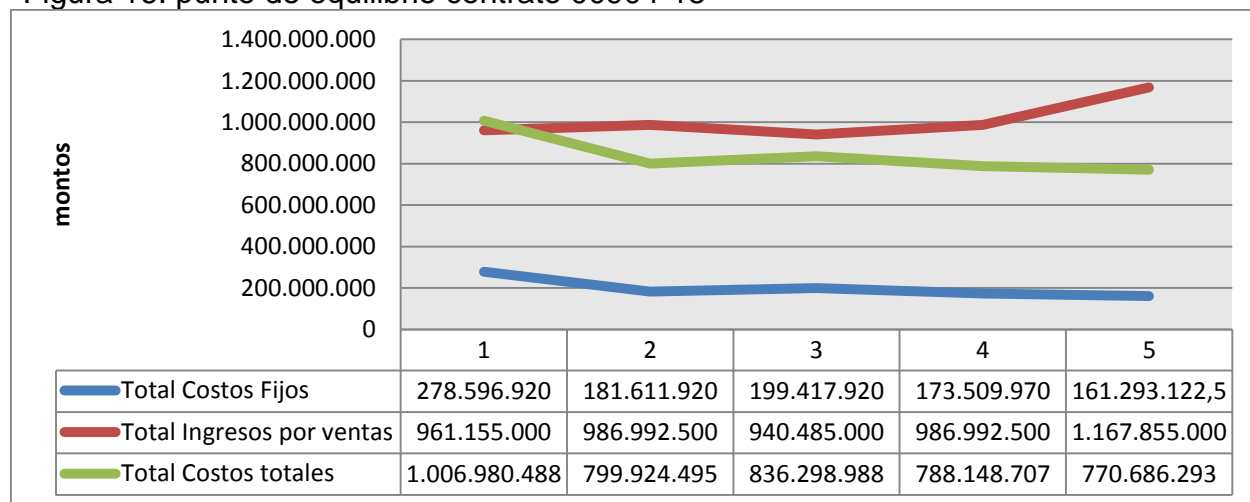
atractivo, además para los otros años, la relación Beneficio/ costo es mayor a 1 teniendo una relación final de 1,57 haciendo el con bajo riesgo de inversión tanto anual, como a largo plazo.

## 7.10 PUNTO DE EQUILIBRIO

Mediante En el Anexo K, se determina el punto de equilibrio en toneladas año a año,

La Figura 16, se muestra el punto de equilibrio, al inicio del año 1, corresponde al punto de corte de la línea de los Ingresos con los egresos. Después del punto de equilibrio el área correspondiente entre la línea de Ingresos y egresos representa una gran margen de utilidad del proyecto. También se ve el comportamiento de los costos a lo largo de los 5 años del proyecto. En el Anexo K, se puede verificar la mínima producción para tener punto de equilibrio.

Figura 16: punto de equilibrio contrato 00904-15



Fuente: Elaboracion de los autores

## 7.11 RETORNO FINANCIERO

**7.11.1 Tasa Interna de Retorno (TIR):** La tasa interna de retorno TIR, nos indica la tasa de interés, a la cual el valor presente neto del proyecto es igual a cero. En el Anexo K, durante los 5 años arroja una TIR del 21%.

**7.11.2 Valor Presente Neto (VPN):** En el Anexo K, arroja un VPN, para los 5 años, de \$ 876'488.130. cuantía con la cual se recupera la inversión inicial, con una tasa de oportunidad del capital de 21%.

**7.11.3 Tasa de Rendimiento Efectivo (TRE):** Considerando la tasa de oportunidad del 21% y le restamos la inflación actual del orden del 7% nos arroja un 14%, que sería la TRE real del sistema. Para el caso del Proyecto, la TIR es del 21%, valor superior a la tasa de oportunidad, con lo anterior, se deja de manifiesto lo atractivo del proyecto a cielo abierto mina los diamantes.

## **8. CIERRE Y RESTAURACION DEL PROYECTO MINERO LOS DIAMANTES.**

El plan de cierre de una mina debe tener en consideración las condiciones del área la mina antes de la explotación (Línea base), durante la actividad minera, la finalización de la actividad y el posterior uso del suelo. En el plan se deben contemplar los impactos positivos y negativos generados por la explotación adelantada, lo que permite que el plan de cierre y abandono de la mina se considere desde el planeamiento minero y durante su ejecución.

### **8.1 PLAN DE CIERRE**

En el plan de cierre de la mina se deben considerar aspectos fundamentales como:

- ✓ Participación de actores involucrados en el cierre
- ✓ Planeamiento de cierre
- ✓ Provisión financiera
- ✓ Direccionamiento
- ✓ Normas y estándares
- ✓ Cesación de derechos

Además se consideran criterios fundamentales para el cierre como:

- ✓ Calidad de aguas superficiales y subterráneas
- ✓ Procesos erosivos y de estabilidad a lo largo del plazo
- ✓ Usos del territorio y Factores estéticos después del cierre
- ✓ Impacto social y económico después del cierre
- ✓ Consecuencias económicas para el empresario
- ✓ Estabilidad de taludes.
- ✓ Impacto geomorfológico.

Identificación de actores involucrados en el cierre

- ✓ Empresario: utilización de recursos
- ✓ Empleados: Participación directa.
- ✓ Administración: Promover el contenido del plan de cierre.

Comunidad:

- ✓ Propietarios de negocios: afectados económicamente por el cierre.
- ✓ Vecinos u residentes: Pueden estar afectados por el cierre.
- ✓ Gobierno local: Proveer el vínculo con la comunidad.

Estado:

- ✓ Autoridades responsables y reguladoras Mineras y ambientales: Coordinar funciones y responsabilidades.
- ✓ Autoridades agrarias y de planeación: Coordinar funciones y responsabilidades.
- ✓ Otras agencias gubernamentales: Efectos del cierre sobre la comunidad y los individuos.

## **8.2 CIERRE DE LA OPERACIÓN MINERA**

En esta operación se deben considerar aspectos físicos, químicos y de territorio.

### **Estabilidad Física**

- ✓ Taludes: Objetivos (Limitar accesos, Clausurar entradas)
- ✓ Desagües: Objetivos (Limitar accesos, Clausurar entradas, mantener Seguridad)

### **Estabilidad Química**

- ✓ Drenaje ácido: Objetivos (Mantener la calidad del agua, cumplir con normas de calidad de agua)
- ✓ Contaminantes: Objetivos (Mantener la calidad del agua, cumplir con normas de calidad de agua)

### **Uso Del Territorio**

- ✓ Impacto visual: Objetivos (Recuperar para el uso del esquema de ordenamiento territorial)
- ✓ Drenaje: Objetivos (Recuperar para el uso del esquema de ordenamiento territorial, recuperar patrones de drenaje)

## **8.3 CIERRE DE INFRAESTRUCTURA**

El desmonte de la infraestructura existente en la mina, tales como, enramadas, tolvas de acopio, planta de clasificación y demás estructuras de la zona de acopio.

Los aspectos de estabilidad física corresponden a edificios, vías y servicios; Los cuales presentan como objetivos el de mantener la seguridad del área y el de controlar accesos. Aspectos controlados mediante la dismantelación y remoción de locaciones y reforestación.

Para el uso del territorio se contempla lo relacionado con el Impacto visual, con el objeto de recuperar el territorio para el uso apropiado y definido en el EOT, objeto que será controlado mediante el cumplimiento del EOT.

Estas medidas se deben llevar a cabo en el primer mes, una vez se termine la etapa de explotación.

Durante el abandono de la mina se debe readecuar con la ayuda de los estériles la morfología de las áreas afectadas y cercar con postes de madera y alambre de púas las los taludes; reconstruyendo y adecuando la morfología de estas áreas afectadas; seguido por un programa intensivo de revegetalización con pastos y arbustos nativos.

#### **8.4 TRATAMIENTO DE AGUAS**

Los sistemas de tratamiento de agua deben seguir funcionando varios años después de abandonada la mina, la cual saldrá a la superficie disuelta en las aguas, formando compuestos de calcio y carbonatos; además, las aguas de escorrentía arrastrarán sólidos en suspensión y formarán surcos sobre las áreas afectadas por la minería por tal motivo se deben de tomar las siguientes medidas.

Mantener en perfecto funcionamiento los pozos sedimentadores que se tienen en la mina tanto para la recolección de las aguas correntía, la descargas recolectadas en los botaderos, vía y patio de acopio, con el fin de decantar los sólidos en suspensión.

Los pozos se debe limpiar periódicamente con el fin de evitar que se saturen los óxidos, estos residuos posteriormente se depositan en el botadero.



## CONCLUSIONES

En el catastro minero colombiano se encuentra registrado el título 00904-15, se le concedió prorroga al contrato de pequeña minería 00904- 15 por el término de 5 años, mostrando una situación de legalidad vigente.

Se realizó un levantamiento topográfico del área donde se localizan los puntos de afloramiento los bancos y la actualización topográfica de las labores mineras a cielo abierto preexistentes.

De acuerdo con la puntuación final obtenida para la clasificación RMR la roca se clasifica en Clase III con una calidad regular , cohesión de 200 a 300 Kpa y un ángulo de fricción entre 25° y 35°, con un RQD de 76.225% y resistencia de la matriz rocosa de 53.32 Mpa

Se procedió a calcular la vida útil de la mina y se plantean grandes posibilidades de aumentar o disminuir los esquemas de producción de acuerdo a las necesidades del mercado, con una producción promedio de 4000 m<sup>3</sup>, mensuales el agotamiento del mineral se encuentra después de los 6 años

El sistema de banqueo descendente, permite clasificar y distinguir entre el banco D y el banco E, cada uno con concentración de carbonato de calcio diferente, lo que son requeridos, para la industria cementera y siderúrgica, según sea el caso, dando diferentes precios de venta final.

Este método de Lerch – Grossman, permite diseñar en una corte transversal, la geometría del pit que ayudara a arrojar la máxima utilidad neta y la secuencia de explotación adecuada para dicha utilidad.

La técnica de Lerchs Grossman es un procedimiento matemáticamente correcto y posee ventajas evidentes respecto de los primeros métodos de aproximación utilizados por la industria antes del advenimiento computacional en la planificación y diseño de minas aunque existen investigaciones similares por Johnson

El seleccionar la alternativa que extrae el material adicional, aumentará la recuperación total del recurso natural sin tener ningún efecto en el flujo de caja, y la política de la compañía determinará la alternativa en este caso.

Toda explotación minera con lleva un impacto ambiental, y por esta razón se incluyen las fichas ambientales acordes para mitigarlo.

Se plantean una serie de parámetros a tener en cuenta en el plan de cierre y abandono de la mina, resaltando los factores económicos a tener en cuenta para su realización

## RECOMENDACIONES

Este proyecto está enfocado a mejorar la minería superficial de hecho a partir de la optimización de sus recursos, y reducir los costos operacionales, durante la etapa que dure el contrato en virtud de aporte, por esta razón se sugiere al titular del contrato que realice la solicitud de cambio de modalidad contrato a contrato de concesión el cual le genera mejores beneficios en prórroga de tiempo mínimo a 30 años.

El método de explotación debe satisfacer las características del yacimiento y orientarse bajo los criterios geomecánicos del macizo, seleccionando el método que garantice la explotación segura y racional y económicamente rentable del proyecto.

Las bajas producciones y la pequeña área de la mina disminuyen la vida útil del proyecto, y plantea grandes posibilidades de aumentar o disminuir los esquemas de producción de acuerdo a las necesidades del mercado, por consiguiente es necesario mantener un mercado estable y una producción superior a las 3000 ton/mes.

El sistema a emplear es un banqueo descendente, con secuencia de explotación sugerida mediante algoritmos de Lerchs – Grossmann. Donde a programación dinámica, es otra de las técnicas de la investigación de operaciones que ofrece grandes ventajas en la solución de múltiples problemas, del mundo industrial moderno.

Todo trabajo minero requiere un análisis previo de los elementos que entran a formar parte en la presentación de un planeamiento minero donde se describen los objetivos a tener en cuenta y cada una de las labores mineras con sus correspondientes cálculos, ciclos, recursos materiales y mano de obra aplicados en los trabajos que se desarrollaran.

## BIBLIOGRAFÍA

ALFARO, C., JARAMILLO, L.F. Fuentes termales de los sistemas geotérmicos de Paipa elza, Colombia. Memorias IX Congreso Colombiano de Geología. Medellín 2003. pp. 248-249.

BOTERO RESTREPO (G.), Reconocimiento geológico del área comprendida por los municipios de Belén, Cerinza, Corrales, Floresta, Nobsa y Santa Rosa de Viterbo, *Comp. Est. Geol. Ofic. Col.*, t. 8, pp. 270-278, lám. 54, Bogotá.

DUNCAN C WYLLIE AND CRISTOPHER W MAH. Rock Slope Engineering civil and mining. Chapter 2. Structural geology and data interpretation. (2004).

ESPITIA J. ESTABILIDAD DE TALUDES- Apuntes de clase-Capitulo II – 2008- I.pdf

ECOCARBON, sistema de Clasificación – recursos y reservas 1995 pág. 16

EOT – Municipio de Tibasosa, Boyacá, pag 36.

HUBACH (E.), Geología Petrolífera del Departamento de Norte de Santander. Serv. Geol. Nal., informe nº 176 (inédito), parte A, p. 102 Areniscas de Une, 1931b Bogotá.

GHASEMI, E. Sari, M. Ataei, M. Development of an empirical model for predicting the effects of controllable lasting parameters on flyrock distance in surface mines. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2012. Turkey.

GOOGLE EARTH Inc. 2012

GONZALES DE VALLEJO, Ingeniería Geológica, Madrid, PEARSON, 2002, pag 233.

HERRERA J., Métodos de minera a cielo abierto, universidad politécnica de Madrid, 2006

INVIAS, manual de diseño geométrico de carreteras 2008.

JOHNSON, TB Optimum open pit mine production scheduling. PhD Thesis, Department of EOR, University of California, Berkeley, CA. (1968)

JAY C. DOTSON, Reliability Engineering And Its Application In Mining. Pensilvania: Mineral Industries Experiment Station Special Publication, 1966.

LERCHS, H., Y GROSSMANN, I.F., “Optimum design of open pit mines” Instituto Canadiense de Minería, Boletín 58, Enero 1965, pag 47-54.

MINISTERIO DE MINAS Y ENERGÍA - MINISTERIO DEL MEDIO AMBIENTE, Guía Minero Ambiental De Explotación

NAVA, A. 1993 - La inquieta superficie terrestre. 1993 Fondo De Cultura

NOVITZKY, Alejandro. Transporte y extracción en minería a cielo abierto. 2ª edición. Buenos Aires. 1966.

PLAN DE DESARROLLO 2012 – 2015 “Trabajo con Unidad Social” - Municipio De Tibasosa, p. 63.

ROCSCIENCE Inc. 2002 DIPS.

REYES, I, geología de la región de Duitama, sogamoso, paz del rio, , belencito, 1984 pág. 64-89,

RENZONI, Giancarlo. Geología del cuadrángulo J-12, Tunja. Boletín geológico volumen 24-Ingeominas, 1967

VAN ELDERT, Jeroen , Stochastic Open Pit Design with a Network Flow Algorithm: Application at Escondida Norte, Chile Thesis M. Sc. TUDelft, June 2010

ZAPATA, D.FARDEAU, M. L. OLLIVIER, B. (2003): Estudio de la diversidad microbiana en manantiales minerales termales en Boyacá (Colombia).Memorias IX Colombiano de Geología Medellín, Colombia. 2003. pp. 270-271.

**ANEXOS**